

**МЕЖДУНАРОДНАЯ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКАЯ КОНФЕРЕНЦИЯ
«УРАЛЬСКАЯ ГОРНАЯ ШКОЛА – РЕГИОНАМ»**

24-25 апреля 2017 года

**ГЕОТЕХНОЛОГИЯ (ПОДЗЕМНАЯ, ОТКРЫТАЯ И
СТРОИТЕЛЬНАЯ)**

УДК 622.2/338.4

**ВЛИЯНИЕ ПРИРОДНОГО КАЧЕСТВА РУД НА ФОРМИРОВАНИЕ КАЧЕСТВА
РУДНОГО СЫРЬЯ**

Гусманов Ф. Ф., Папунин А. О.
Уральский государственный горный университет

Природное качество руд - это фактически группа геологических факторов, параметров и признаков, которые для анализа целесообразно разделить на качественные, структурно-морфологические и физико-технические параметры.

Качественные параметры определяют содержание полезных и вредных компонентов в руде, наличие шлакообразующих, которые не влияют на другие аспекты, либо выражены через другие параметры (например, мощность, угол падения и другие элементы залегания), либо влияют непосредственно на технологические параметры разработки, либо не имеют количественной оценки (например, структура и текстура руд и др.), которые существенно влияют на процесс обогащения.

Важным качественным показателем в недрах является высокая степень изменчивости распределения компонентов. Изменчивость распределения содержания компонентов влияет практически на все аспекты проблем качества.

Большинство рудных месторождений и особенно многокомпонентных руд цветных металлов характеризуются высокой степенью изменчивости распределения компонентов, что соответствует значению коэффициента вариации 100- 150% и более.

Зональность, т. е. некоторая регулярность в размещении оруденения - явление довольно широко распространенное на месторождениях цветных металлов. Зональность как один из типов изменчивости распределения компонентов влияет на все проблемы качества. Однако степень влияния зональности зависит от масштабов её проявления и от того, насколько совпадает направление зональности с направлением ведения горных работ. Так, например, добыча руды может вестись целиком из одной зоны со стабильным качеством, когда направление горных работ целиком совпадает с направлением зональности.

Соответствие направлений ведения горных работ с зональностью заметно отражается на схеме формирования рудопотоков и стабильности руды.

На многих рудниках обнаруживается отчетливая зональность в размещении первичного оруденения и вторичного изменения руд в зоне окисления, в результате нередко меняются химический и минералогический составы руд, структуры и текстуры, которые приводят к ухудшению технологических свойств, проявляющихся при обогащении. Сульфидные, окисленные и смешанные руды резко отличаются по физико-химическим свойствам и требуют переработки по различным технологическим схемам. Для смешанных руд применяют комбинированные способы переработки.

Интенсивное проявление зоны окисления влияет на уровень и стабильность качества руд, схему формирования рудопотоков и качество процесса обогащения.

Структурно - морфологические параметры влияют на характеристики качества руды на стадии проектирования горных работ. Они отражаются на уровне и стабильности качества руд, качестве процесса обогащения, частично влияют на схему формирования рудопотоков и методы решения задач.

К числу важнейших структурно-морфологических параметров, влияющих на формирование качества добываемых руд и особенности систем управления качеством, следует отнести тектоническую нарушенность рудных тел полезных ископаемых. Они усложняют условия ведения добычи руд, ухудшают качество ведения технологического процесса, снижают уровень качественных характеристик, в том числе и технологических свойств за счет изменения состава и структуры руды. Низкая степень тектонической нарушенности рудных тел наблюдается только на 10 % рудников. Для всех остальных рудников характерна средняя и высокая интенсивность нарушенности рудных тел.

По сложности внутреннего строения месторождения обусловлены количеством и пространственным соотношением массы полезного ископаемого и включений пустых пород.

Залежи могут быть простые, сложные и весьма сложные. Для месторождений цветных металлов простые по строению залежи мало характерны.

Высокая сложность внутреннего строения рудных тел выражается в том, что кондиционное полезное ископаемое и пустые породы или некондиционные руды распределяются без определенных закономерностей и не имеют четко выраженных контактов. Такое строение рудных тел оказывает наибольшее влияние на качество технологического процесса добычи, который оценивается через потери и разубоживание, а также на схему формирования рудопотоков, уровень и стабильность качества.

Немаловажную роль в формировании и управлении качеством руд играют и другие структурно-морфологические параметры, например, изменение угла падения и азимута простирания рудных тел, формы, размеры и внутреннее строение рудных тел, которые существенно влияют на качество технологического процесса, а следовательно, на уровень и стабильность качества добываемых руд.

Физико - технические параметры, такие как влажность, кусковатость являются показателями качества, либо влияют на схему формирования рудопотоков и качество процессов.

Важными параметрами являются трещиноватость, устойчивость, категория крепости руды и вмещающих пород, от которых зависит способ отбойки руд, выбор системы разработки и др.

Кусковатость (размер куска) руд - во взорванной массе зависит как от технологических факторов (схем взрывания, типа ВВ), так и от геологических - крепости, трещиноватости. Этот параметр является показателем качества, определяет уровень и стабильность качества руд.

Устойчивость массива, слеживаемость и самовозгорание - влияют на качество технологического процесса, отрицательно сказываются на качестве рудной массы, увеличивают потери руды, вызывают необходимость изменения схем формирования рудопотоков.

Из приведенных данных видно, что геологические параметры относятся к качественным, структурно-морфологическим и физико-техническим факторам, существенно влияют на показатели качества, схему его формирования, качество технологического процесса.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Управление качеством продукции горного производства, Н.В. Гобов, Ф.Ф. Гусманов, В.В. Стряпунин, изд. УГГУ, 2005
2. Технология добычи полезных ископаемых с закладкой выработанного пространства, В.А. Осинцев, В.М. Беркович, М.С. Загарских, изд. УГГУ 2010

СОВРЕМЕННАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ДОБЫЧИ КВАРЦЕВОЙ РУДЫ НА КЫШТЫМСКОМ ПОДЗЕМНОМ РУДНИКЕ

Барановский К. В.
ФГБУН Институт горного дела УрО РАН

До настоящего времени уникальное Кыштымское месторождение высокоценного гранулированного кварца разрабатывали камерно-целиковой системой (КЦСР) с оставлением регулярных целиков по падению, взрыводоставкой руды и последующей зачисткой лежачего бока скреперной лебедкой [1]. Параметры камер и целиков: ширина камер – 10 м; высота равна мощности залежи (10- 15 м); ширина барьерного целика (БЦ) – 5 м, и междукамерных целиков – 3 м. На выпуске и транспортировании руды использовали погрузочно-доставочную машину типа ПД-5. По данной технологии отработана переходная зона (этаж 366/346 м). Основной целью при обосновании данной технологии был быстрый ввод рудника в эксплуатацию в условиях экономического кризиса конца 90-х годов. При опытно-промышленной отработке переходной зоны под дном карьера был сформирован БЦ мощностью 5 м для изоляции подземных горных выработок от карьерного пространства (рис. 1). Запасы данного целика составляют 1,8% от балансовых запасов, предназначенных к подземной разработке, и отнесены к общерудничным потерям.

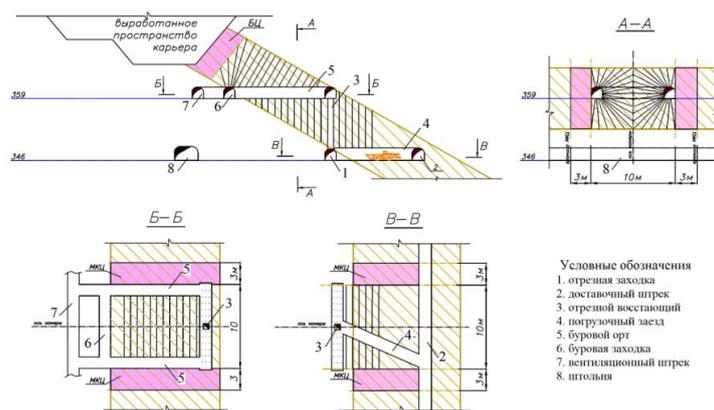


Рисунок 1 – КЦСР с оставлением регулярных целиков по падению

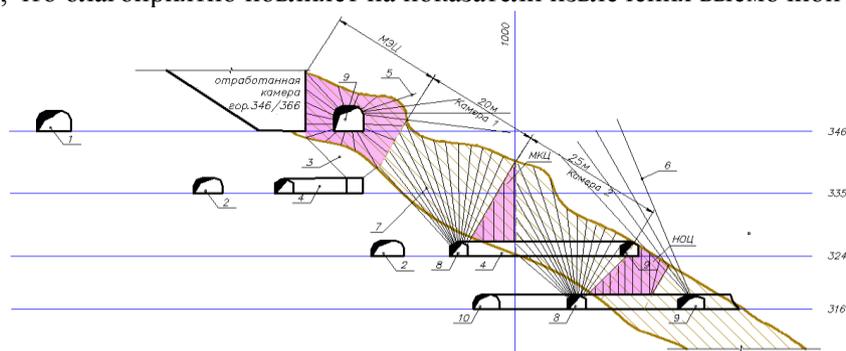
Технология камерно-целиковой выемки с взрыводоставкой имеет следующие недостатки:

- высокие эксплуатационные потери (в ленточных целиках и на почве камеры), до 35%;
- при угле наклона залежи менее 30° взрыводоставка является малоэффективной, так как значительная часть руды остается на почве камеры. Уменьшение длины камеры увеличивает объем ПНР;
- скреперный способ зачистки почвы является технически сложным и недостаточно эффективным по всей ширине камеры;
- преждевременное разрушение ленточных целиков, в результате действия взрывных работ при отбойке камерных запасов, ведет к снижению безопасности работ.

Поэтому, для дальнейшего освоения месторождения требовалось изыскание подземной геотехнологии обеспечивающей кардинальное снижение потерь руды в недрах. Применение систем с закладкой выработанного пространства недопустимо из-за ухудшения качества кварца в результате попадания химических примесей в жильную массу, а систем с подэтажным обрушением – из-за больших потерь и разубоживания.

Проведенная комплексная оценка [2-3] технически приемлемых систем разработки на предмет их соответствия требованиям, предъявляемым к уровню потерь и качеству кварца при добыче, показала, что повышение эффективности и безопасности разработки месторождения

достигается путем применения комбинированной системы разработки (КСР) и ресурсосберегающей технологии отбойки [4]. Суть системы заключается в совместном применении в одном очистном блоке систем различных классов: с открытым очистным пространством при выемке основных камерных запасов и с обрушением руды и вмещающих пород при выемке МКЦ. Расположение целиков производится по простиранию рудного тела, а выпуск основных запасов через траншейное днище камеры. Этаж 346/316 м разделен на две выемочные единицы (рис. 2), состоящих из камеры и целика. В первую очередь обрабатывается камера, во вторую целик расположенный выше. Основные функции целиков: поддержание выработанного пространства камеры и ограждение от проникновения пустых пород из вышележащего блока. Параметры конструктивных элементов обоснованы совместно с отделом геомеханики ИГД УрО РАН: ширина камеры 20 м, целика 8 м; придание податливости за счет трапецевидной формы позволяет увеличить ширину камеры до 25 м и снизить в 1,5-2 раза запасы целика, что благоприятно повлияет на показатели извлечения выемочной единицы №2.



1- штольня №1; 2- наклонный съезд №1; 3- выпускная воронка; 4- погрузочный заезд; 5, 6- взрывные скважины для обрушения пород всячего бока; 7- взрывные скважины для отбойки запасов; 8- траншейный штрек; 9- доставочный штрек; 10- квершлаг №1

Рисунок 2 – КСР в этаже 346/316 м

Подготовка блока к выемке состоит в проведении доставочного и траншейного штреков, погрузочных заездов и отрезного восстающего. Технология камерной выемки заключается в образовании отрезной щели и отбойке основных запасов восходящими веерами скважин. Подготовка к выемке МЭЦ включает проведение комплекса выработок вороночного днища на гор. 335 м. Запасы МЭЦ отбиваются массовым взрывом одновременно с погашением выработанного пространства камеры 1 путем принудительного обрушения пород всячего бока. МКЦ трапецевидной формы формируется между камерами 1 и 2 и имеет ширину до 10 м (по основанию) и 1-2 м (по верху). Очистная выемка запасов МКЦ заключается в одновременной массовой отбойке всего рудного массива и погашении выработанного пространства камеры 2 путем принудительного обрушения пород всячего бока. Показатели извлечения по этажу составляют: П – 12,6 %; Р – 13,49%.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Соколов, И. В. Изыскание подземной геотехнологии для отработки рудного тела средней мощности и наклонного падения Кыштымского месторождения гранулированного кварца / И. В. Соколов, Ю. Г. Антипин, К. В. Барановский // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2013. – № 2. – С. 17 - 22.
2. Соколов, И. В. Выбор эффективной технологии подземной разработки месторождения кварца [Текст] / И. В. Соколов, К. В. Барановский // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г. И. Носова – 2016.– №2 – С. 10 - 17.
3. Соколов И.В., Смирнов А.А., Антипин Ю.Г., Барановский К.В., Рожков А.А. Выбор оптимального варианта комбинированной системы разработки месторождения высокоценного кварца на основе моделирования // ФТПРПИ. – 2016. – №6. – С. 124-133.
4. Соколов И.В., Смирнов А.А., Рожков А.А. Обоснование оптимальных параметров буровзрывных работ при отбойке кварца // ГИАБ. – 2016. – № 7. – С. 337-350.

О ПОДХОДЕ К ПОВЫШЕНИЮ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ПРОЦЕССОВ РУДОУПРАВЛЕНИЯ АО «УРАЛАСБЕСТ»

Росляков С. В.¹, Алексеенко В. Б.¹, Соков Е. Н.¹, Хажиев В. А.²

¹ОАО «УРАЛАСБЕСТ»,

²ООО «НИИОГР»

В настоящее время в рудоуправлении ОАО «Ураласбест» (далее РУ) осуществляется целенаправленная работа по выстраиванию системы непрерывных улучшений производственных процессов. Эта деятельность вызвана низким уровнем жизнеспособности предприятия, обусловленной несоответствием динамики развития внутренней производственной среды возрастающим рыночным требованиям.

Оценка текущей и прогноз будущей ситуации в части потребности на рынке основной продукции ОАО «Ураласбест» показали, что традиционный подход повышения эффективности деятельности путем увеличения объема производства не применим. Поэтому ведущим направлением повышения эффективности деятельности РУ определено снижение себестоимости производства посредством увеличения производительности экскаваторов и персонала.

Расчетами установлено, что среднемесячная производительность экскаваторов РУ может быть увеличена более чем в 4 раза. В результате возможно сократить парк экскаваторов в 3 раза и, соответственно, значительно уменьшить затраты на поддержание работоспособности и эксплуатацию этих машин, что позволит снизить себестоимость экскавации до 2 раз.

Проработка возможностей повышения производительности экскаваторов позволила установить, что интерес операционного персонала способствует, а интерес инженерно-технических работников (далее ИТР) препятствует достижению поставленного результата. На наш взгляд, это обусловлено тем, что функция развития производства не является системным требованием и осуществляется по личной инициативе работника. Основной деятельностью ИТР является поддержание текущей деятельности, характеризуемой выполнением плана по объему производства.

В РУ проведено анкетирование всех ИТР относительно их функционала. В результате анкетирования установлено, что развитие производства как свою главную задачу обозначают около 15 % ИТР, остальные 85 % нацелены на поддержание достигнутого уровня (рис. 1, а). Снижением себестоимости производства занимаются не более 3 % ИТР (рис. 1, б). У 15 % ИТР можно измерить и, соответственно, оценить результат работы, а остальные предпочитают не брать на себя эту ответственность (рис. 1, в).

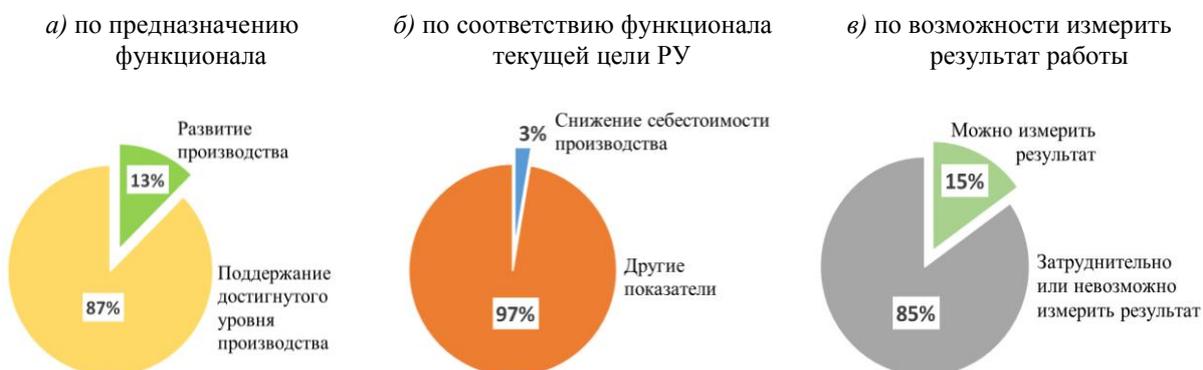


Рисунок 1 – Распределение ИТР рудоуправления

С целью формирования внутренней потребности ИТР в развитии производства проектируется и осваивается система непрерывных улучшений производственных процессов. Схематично система непрерывных улучшений производственных представлена на рисунке 2.

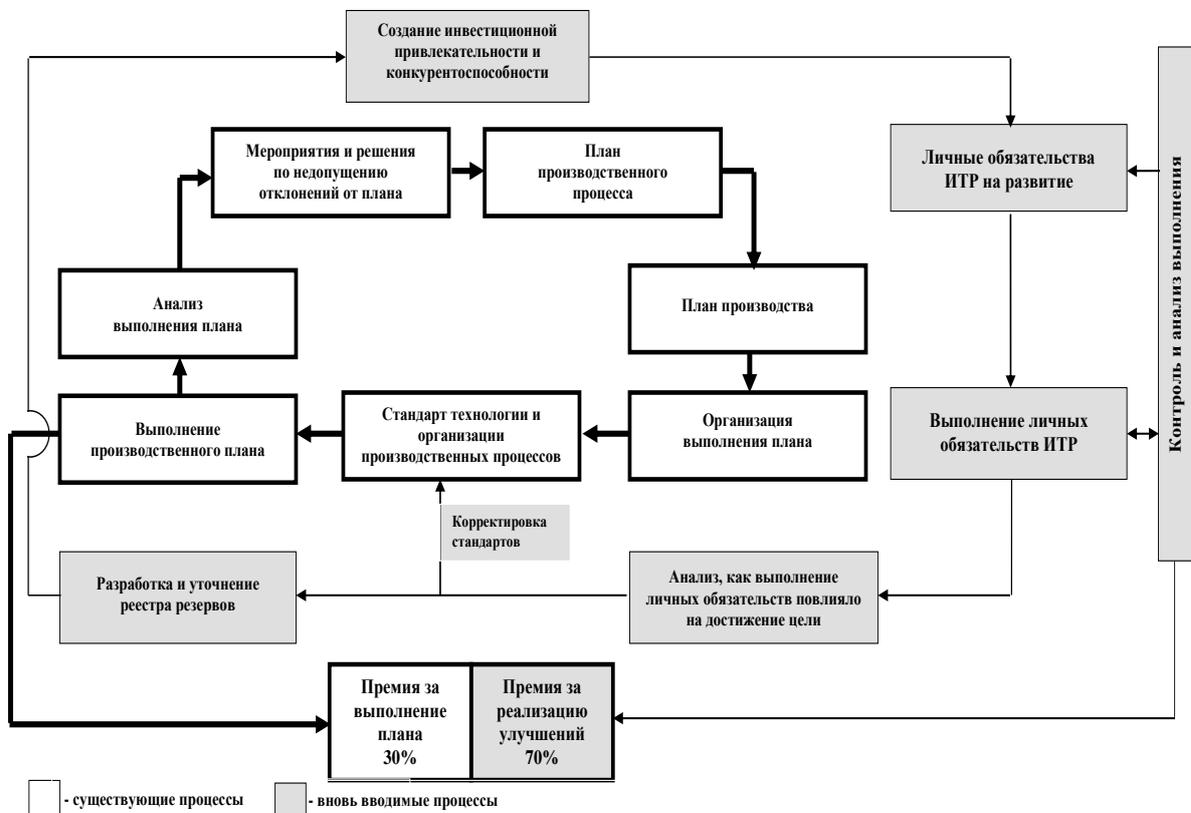


Рисунок 2 – Осваиваемая схема производственного процесса в РУ

Обязательным условием функционирования формируемой системы является материальное поощрение ИТР за развитие производственных процессов в своей зоне ответственности.

Процесс разработки и освоения системы непрерывных улучшений производственных процессов в РУ осуществляется с марта 2016 г. В течение года удалось вовлечь в процесс развития производства более 100 ИТР, осуществляется ежеквартальная оценка и планирование результатов работы каждого ИТР по развитию производства. Формируется и опробуется система материального поощрения за развитие производства.

Освоение этой системы позволяет постепенно формировать позитивное отношение ИТР к процессу развития производства, что способствует поиску и освоению решений, позволяющих повышать производительность экскаваторов и, соответственно, снижать себестоимость экскавации. В течение года удалось сократить парк экскаваторов на 10 % и себестоимость экскавации до 5 %.

ВЛИЯНИЕ УСЛОВИЙ ЭКСПЛУАТАЦИИ КАРЬЕРНОГО АВТОТРАНСПОРТА НА ТЕПЛОВЫЕ РЕЖИМЫ РАБОТЫ КРУПНОГАБАРИТНЫХ АВТОШИН

Лель Ю. И., Исаков С. В., Костин А. Л., Шлохин Д. А.
Уральский государственный горный университет

Для оценки тепловой нагруженности и выбора автошин в зарубежной практике используется показатель ТМРН (т·милль/ч) – отечественный аналог ТКВЧ (ткм/ч). Формула для определения ТКВЧ имеет следующий вид:

$$\text{ТКВЧ} = Q_p^{\text{CP}} v_3, \quad (1)$$

где Q_p^{CP} – средняя за транспортный цикл радиальная нагрузка на автошину, т;

$$Q_p^{\text{CP}} = 0,5(Q_{p.г} + Q_{p.п}); \quad (2)$$

$Q_{p.г}$, $Q_{p.п}$ – среднее значение радиальной нагрузки на шину, соответственно, для груженых и порожних машин, т; v_3 – средняя эксплуатационная скорость, км/ч.

Показатель ТКВЧ позволяет определять количество транспортной работы, которое будет поддерживать безопасное состояние автошины по условиям нагрева эластомеров. Критерий ТКВЧ зависит от допустимой температуры в шине. Для отечественных автошин критической считается температура нагрева 110-120°C. При температуре 120°C разрывная прочность обычных шинных резин снижается на 40 %, а пробег шин уменьшается на 40–60 % по сравнению с температурой 110°C. Для различных моделей отечественных автошин 27.00-49, 33.00-51 и 40.00-57 значение ТКВЧ находится в пределах 380–480 ткм/ч, для зарубежных указанный показатель достигает 500-770 ткм/ч.

Исследованиями, проведенными Научно-исследовательским институтом крупногабаритных автошин (г. Днепропетровск) и Ковдорским ГОКом, установлены следующие зависимости температуры автошин 33.00-51 автосамосвалов HD-1200 от определяющих факторов [1]:

$$t_{\text{ш}}^{\text{н}} = 38,4 + 0,6t_{\text{в}} + 0,01608Q_p^{\text{н}}v_3; \quad (3) \quad t_{\text{ш}}^{\text{з}} = 22,5 + 0,6t_{\text{в}} + 0,01833Q_p^{\text{з}}v_3; \quad (4)$$

где $t_{\text{ш}}^{\text{н}}$, $t_{\text{ш}}^{\text{з}}$ – температура, соответственно, передних и задних автошин, °C; $t_{\text{в}}$ – температура окружающей среды, °C; $Q_p^{\text{н}}$, $Q_p^{\text{з}}$ – средняя за транспортный цикл радиальная нагрузка, соответственно, на передние и задние автошины, кН.

В свою очередь

$$Q_p^{\text{н}} = 0,5(Q_{p.г}^{\text{н}} + Q_{p.п}^{\text{н}}); \quad Q_p^{\text{з}} = 0,5(Q_{p.г}^{\text{з}} + Q_{p.п}^{\text{з}}); \quad (5)$$

где $Q_{p.г}^{\text{н}}$, $Q_{p.п}^{\text{н}}$, $Q_{p.г}^{\text{з}}$, $Q_{p.п}^{\text{з}}$ – радиальная нагрузка, соответственно, на передние и задние шины на твердой горизонтальной площадке от массы порожнего и груженого автосамосвала, кН.

По результатам замеров для HD-1200 $Q_p^{\text{н}} = 289$ кН, $Q_p^{\text{з}} = 246$ кН [1].

Поскольку средняя радиальная нагрузка на автошину определяется, в основном, загрузкой автосамосвала (коэффициентом использования грузоподъемности), выражения (3) и (4) можно представить в следующем виде:

$$t_{\text{ш}}^{\text{н}} = 38,4 + 0,6t_{\text{в}} + 4,66k_{\text{ш}}v_3; \quad (6) \quad t_{\text{ш}}^{\text{з}} = 22,5 + 0,6t_{\text{в}} + 4,51k_{\text{ш}}v_3; \quad (7)$$

где $k_{\text{ш}}$ – поправочный коэффициент, учитывающий влияние загрузки автосамосвала на радиальную нагрузку на автошины.

$$k_{\text{ш}} = (k_{\text{т}} + 0,5k_{\text{г}})/(k_{\text{т}} + 0,5) \quad (8)$$

где $k_{\text{т}}$ – коэффициент тары автосамосвала; $k_{\text{г}}$ – коэффициент использования грузоподъемности.

Предельно допустимое значение температуры автошин 33.00-51 $t_{ш}^д = 110^{\circ}\text{C}$. После подстановки $t_{ш}^п = t_{ш}^д$ и $t_{ш}^з = t_{ш}^д$ в (6) и (7) и использования (8) получим выражения допустимых значений средних эксплуатационных скоростей:

$$v_{э.п}^д \leq \frac{(t_{ш}^д - 38,4 - 0,6t_b)(k_T + 0,5)}{4,66(k_T + 0,5k_T)}; \quad (9) \quad v_{э.з}^д \leq \frac{(t_{ш}^д - 22,5 - 0,6t_b)(k_T + 0,5)}{4,51(k_T + 0,5k_T)}; \quad (10)$$

где $v_{э.п}^д$, $v_{э.з}^д$ – допустимая средняя эксплуатационная скорость автосамосвала по условию нагрева, соответственно, передних и задних автошин, км/ч.

Допустимые скорости автосамосвалов HD-1200 по тепловому состоянию передних шин на 27-35% ниже, чем по тепловому состоянию задних. Аналогичные закономерности характерны для автосамосвалов БелАЗ-7521. У автосамосвалов БелАЗ-7519 более нагружены задние шины, поэтому допустимые скорости по их тепловому состоянию на 13–15% меньше, чем по тепловому состоянию передних шин.

Перегруз автосамосвалов приводит к снижению допустимой эксплуатационной скорости. Это снижение составляет 4-6% на каждые 10% перегруза.

Расчет средней эксплуатационной скорости (км/ч) в течение смены производится по формуле [2]

$$v_3 = 2LP^a / (T_{см} q), \quad (11)$$

где L – среднее расстояние транспортирования, км; P^a – сменная производительность автосамосвала, т/смену; $T_{см}$ – продолжительность смены, ч; q – масса груза в кузове автосамосвала, т.

Формулу (11) можно представить в виде

$$v_3 = \frac{2Lk_{и}^a}{2L/v_T + t_p + t_{мп} + t_o + t_{п}}, \quad (12)$$

где $k_{и}^a$ – коэффициент использования сменного времени автосамосвала; v_T – среднетехническая скорость автосамосвала, км/ч.

При планировании эксплуатации карьерных автосамосвалов проверку по условию допустимого нагрева автошин рекомендуется проводить в следующем порядке:

1. Экспериментально или методом моделирования определяются средняя техническая (v_T) и эксплуатационная (v_3) скорости автосамосвала на заданной трассе.

2. Рассчитывается допустимая эксплуатационная скорость автосамосвала по условию нагрева наиболее нагруженных (передних или задних) автошин в зависимости от температуры окружающей среды и загрузки автосамосвала ($v_3^д$).

3. Производится сравнение (v_3) и ($v_3^д$).

При $v_3 > (v_3^д)$ принимаются решения об изменении условий эксплуатации для исключения перегрева автошин.

На практике наиболее часто изменение условий эксплуатации заключается в переводе автосамосвалов на маршруты с меньшими расстояниями откатки, а также в направлении автосамосвалов для работы с экскаваторами с меньшей вместимостью ковша.

Как показали исследования, наиболее опасными по перегреву автошин являются магистральные перевозки горной массы с верхних и средних горизонтов глубоких карьеров при $L > 2,5$ км и $H_{п} \leq 60...80$ м.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Хоменя Е. К., Левченко В. В., Савченко Н. А. Пути повышения работоспособности карьерных шин 3.2.00-51 в условиях Ковдорского ГОКа // Горный журнал, 1993, № 2. – С. 25-28.
2. Смирнов В. П., Лель Ю. И. Теория карьерного большегрузного автотранспорта. – Екатеринбург: УрО РАН, 2002. – 355 с.

ДОБЫЧА ПОТЕРЯННЫХ ЗАПАСОВ ПРИ СИСТЕМАХ РАЗРАБОТКИ С ОБРУШЕНИЕМ

Шукшина А.Н., Беркович В.М.

Уральский государственный горный университет

Разработка медно-колчеданных месторождений Урала ведётся главным образом системами с обрушением, когда выпуск отбитой в блоке руды происходит под обрушенными налегающими породами. Основными источниками и видами потерь при этих системах разработки являются потери руды в гребнях между выпускными дучками и потери руды, остающейся на поверхности лежащего бока.

В отраслевой инструкции по потерям дается обоснование природы образования указанных видов потерь. В частности показано, что после выпуска из дучек чистой, неразубоженной руды образующееся над ними пространство, в виде эллипсоидов вращения, заполняется пустыми породами, после этого извлекаемая из блока рудная масса представляет собой смесь движущихся внутри эллипсоидов пород с рудой, которая вовлекается с поверхности теряемых гребней. Окончательное формирование поверхности гребней происходит тогда, когда указанная смесь руды и породы будет иметь минимальное кондиционное (бракованное) содержание.

Размеры гребней зависят, главным образом, от расстояния между выпускными дучками. Сказывается также и качество отбитой в блоке руды, так как при высоком содержании выпуск руды до браковочного содержания должен быть более продолжительным, что неизбежно приведет к сокращению потерь в гребнях при одновременном увеличении разубоживания.

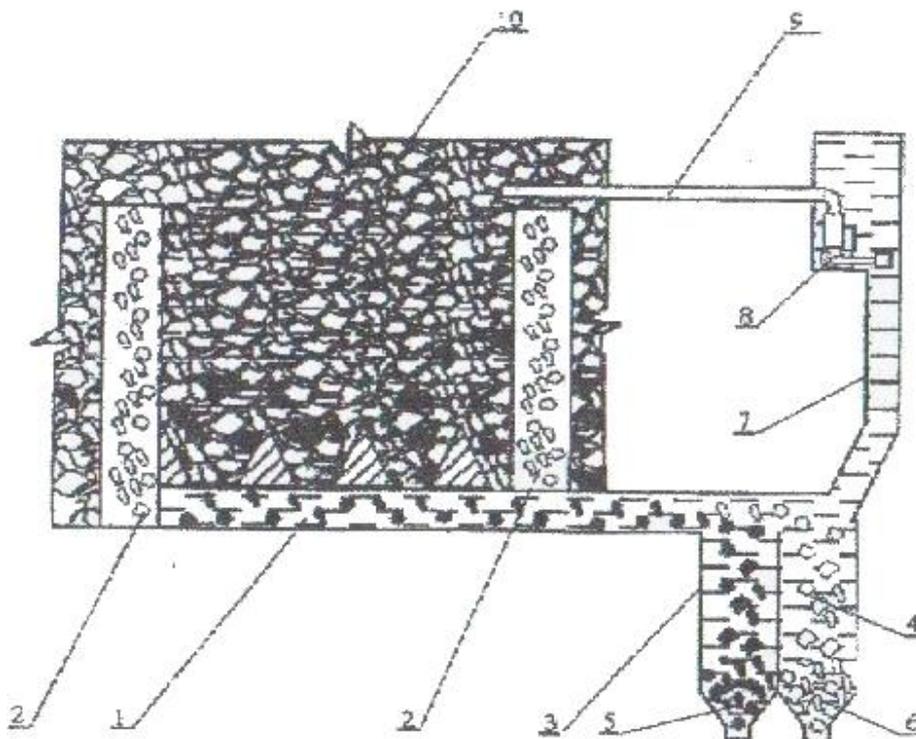
Для добычи руды, потерянной при выпуске под обрушенными налегающими породами, в гребнях между выпускными дучками и на поверхности лежащего бока, нами был предложен геотехнологический способ.

Геотехнологические методы добычи основаны на переводе полезного ископаемого в подвижное состояние посредством осуществления на месте его залегания тепловых, массообменных, химических, гидродинамических и других процессов.

Добычу потерянных запасов в выработанном пространстве над выпускными дучками и в гребнях между выпускными дучками предлагается вести дополнительным выпуском в тяжелых суспензиях. Сущность предложенного способа заключается в следующем. Отработке подлежат руды, находящиеся в кусковом или сыпучем состоянии и разубоженные вмещающими породами, например, оставшиеся при массовом выпуске.

Подготовка блока состоит из проходки вертикальной и горизонтальной выработок, оборудования скважин для подачи раствора, изоляции очистного блока, методом зонной инъекции. В рудный массив подают раствор, плотность которого доводят до плотности вмещающей породы, но не менее плотности руды. За счет разности плотности пустые породы всплывают, а рудная масса концентрируется в нижней части обрабатываемого пространства. Осуществляют выпуск руды и транспортируют ее в потоке тяжелого раствора. При достижении места складирования и снижения скорости потока, за счет увеличения сечения транспортной выработки, горная масса выпадает в промежуточные бункера для руды и для породы. Раствор из вертикальной выработки перекачивают в отработанное пространство и цикл повторяют. Последовательность операций при реализации предложенного способа осуществляется в следующем порядке (рис.1).

Выемочный блок, заполненный некондиционной рудной массой, подготавливается к очистным работам, восстановлением транспортной выработки 1, сооружением из нее изоляционных завес 2, оборудованием промежуточных бункеров 3 и 4 для приема кондиционной руды 5 и пустой породы 6, проходки восстающего 7, оборудования насосной станции 8 и бурения скважины 9 для подачи раствора тяжелой жидкости в выработанное пространство 10.



1 – транспортная выработка; 2 – изоляционная завеса; 3,4 – промежуточные бункера; 5 – кондиционная руда; 6 – пустая порода; 7 – восстающий; 8 – насосная станция; 9 – скважины для подачи раствора; 10 – выработанное пространство.

Рисунок 1. Способ выпуска отбитой горной массы в тяжелых суспензиях.

Технология изоляции выемочного блока методом зонной инъекций потребовала разработки специального иньектора для раздельного бетонирования и нагнетания вяжущего раствора.

Несмотря на естественные трудности освоения новой горной технологии, при повторной добыче потерянных руд из обрушения может быть обеспечено снижение затрат на добычу и переработку (текущих и капитальных) за счёт использования капитальных и подготовительных выработок, пройденных при первичной разработке, малым объёмом нарезных работ на 1000 т добываемой руды и отсутствия затрат на отбойку руды (нет операций по бурению и взрыванию массива), не учитываются статьи затрат амортизационные отчисления на погашение капитальных работ, эксплуатацию зданий и сооружений, которые начислялись ранее при погашении балансовых запасов, добытых при первичной отработке. В результате, себестоимость при повторной отработке оказывается ниже, чем при первичной.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Отраслевая инструкция по определению, нормированию и учёту потерь и разубоживания руды на рудниках Министерства цветной металлургии СССР. - М.: Недра, 1977.
2. Беркович В.М. и др. Перспективы вовлечения в добычу и переработку ранее потерянных запасов руд в условиях доработки месторождений Среднего Урала. \ \ Монография, Екатеринбург, 2001, 100 с.

СОПОСТАВЛЕНИЕ МЕТОДОВ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПРОЧНОСТНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК СЛАБОСЦЕМЕНТИРОВАННЫХ ПОРОД

Старцев В.А., Меньшикова К.А.
Уральский государственный горный университет

Определение прочностных характеристик пород имеет большое значение при разработке месторождений. Прочностные характеристики обуславливают прежде всего устойчивость пород, т. е. способность сохранять размеры и форму подземных горных выработок.

Общепринятый способ определения прочности пород заключается в одноосном нагружении образца, при этом необходима тщательная обработка поверхности и торцов. Такая обработка весьма затруднительна и практически не применяется для суглинистых пород. Тем не менее, нами в лабораторных условиях проводился опыт, по установлению предела прочности суглинистых пород, по общепринятой методике.

Исследовались суглинистые породы участка месторождения «Ключи» (АС «Нейва»). Штуфы пород отбирались на месторождении, тщательно упаковывались в полиэтиленовые мешки и доставлялись в лабораторию. Определялись также влажность ($W_1=19,34\%$), плотность ($\rho=1,82\text{ г/см}^3$), число пластичности глинистого заполнителя ($JP = 0,0822$ дол. ед.) и гранулометрический состав.

Определение прочности проводилось на сдвиговом приборе типа ВСВ-25. Вертикальная нагрузка подавалась со скоростью 0,5-1,0 (МПа) и фиксировалось видимое разрушение образца. Сопротивление пород одноосному сжатию рассчитывалось по формуле:

$$R = \frac{P}{F}, \quad (1)$$

где R – предел прочности на одноосное сжатие (МПа);

P – вертикальная разрушающая нагрузка (Н);

F – площадь сечения (м^2).

Результат проведенных испытаний представлены в Табл. 1.

Таблица 1 – испытание образцов суглинистой породы на одноосное сжатие

Параметры суглинистых образцов, (h, a, S_0)	Показатель шкалы динамометра при одноосной нагрузке	Вертикальная разрушающая нагрузка, P (Н)	Величина деформации, δ (мм)	Сопротивление пород одноосному сжатию, R (МПа)
Параллелепипед a = 45 (мм); h = 50 (мм) $S_0 = 0,00203$ (м^2)	17,0	276,8	5	0,140
Параллелепипед a = 35 (мм); h = 37 (мм) $S_0 = 0,00123$ (м^2)	9,1	148,2	2	0,124
Куб a = 45 (мм); h = 45 (мм) $S_0 = 0,00203$ (м^2)	18,5	301,3	5	0,152

Параллельно определялись прочностные характеристики (угол внутреннего трения и сцепление) суглинистых пород по стандартной методике сопротивления пород сдвигу, на сдвиговом приборе ВСВ-25:

- $\varphi = 9^\circ 30'$ – угол внутреннего трения (град.);

- $C = 0,053$ – сцепление (МПа).

По величине показателей сдвига φ и C , рассчитывалась величина сопротивления на одноосное сжатие:

$$R_{\text{сж}} = \frac{2 \cdot C \cdot \cos \varphi}{1 - \sin \varphi} = \frac{2 \cdot 0,053 \cdot \cos 9^{\circ}30' }{1 - \sin 9^{\circ}30' } = 0,126 \text{ (МПа)}, \quad (2)$$

Рассчитывались также прочностные характеристики сдвига по формулам «ДальНИИСа ГОССТРОЯ», по гранулометрическому составу (Табл. 2) и физическим свойствам (Табл. 1):

- содержание частиц менее 2 мм ($D_2 = 99,3\%$);
- содержание частиц более 2 мм ($R_2 = 0,7\%$);
- влажность, на границе раскатываемости ($W_p = 28,26\%$);

Для условий консолидированного среза угол внутреннего трения рассчитывается по формуле:

$$\varphi_n = K_1 \cdot K_\varphi \cdot 46(0,3)^{M_\tau} = 1 \cdot 1 \cdot 46(0,3)^{11,66} = 0,000037 \text{ (град.)} \quad (3)$$

где $K_1 = 1$ - коэффициент на окатанность крупных обломков для угла внутреннего трения;

$K_\varphi = 1$ - коэффициент, учитывающий прочность крупных обломков;

M_τ - физический эквивалент, рассчитываемый по формуле:

$$M_\tau = \frac{D_2}{R_2} \cdot J_p(1 + J_i) = \frac{99,3}{0,7} \cdot 0,0822(1 + 0) = 11,66 \quad (4)$$

где J_i - показатель консистенции, рассчитываемый по формуле:

$$J_i = \frac{W_1 - W_p}{I_p} = \frac{19,34 - 28,26}{8,22} = -1,085 \Rightarrow J_i = 0 \quad (5)$$

Величина сцепления горной породы:

$$c_n = \frac{K_2 \cdot K_p \cdot 79 M_\tau^{0,32}}{(1 + J_i)^{3,62}} = \frac{1 \cdot 1 \cdot 79 \cdot 11,66^{0,32}}{(1 + 0)^{3,62}} = 0,173 \text{ (МПа)} \quad (6)$$

где $K_2 = 1$ - коэффициент на окатанность крупных обломков для удельного сцепления;

$K_p = 1$ - коэффициент учитывающий плотность грунта.

По результатам анализа (расчетных и измеренных значений) можно сделать следующие выводы:

Отклонение между величиной сопротивления на одноосное сжатие и величиной сопротивления на сдвиг составило 9,35 (%) или 0,013 (МПа);

Отличаются показатели (испытания породы на сдвиг) от расчетных показателей (полученных по формулам «ДальНИИСа ГОССТРОЯ»), по сцеплению на 226 (%) или на 0,12 (МПа), по углу внутреннего трения на 9,5 (град.).

Исходя из проведенного анализа, определение прочностных характеристик суглинистых пород возможно по результатам испытания на одноосное сжатие, по результатам исследования на сдвиг и расчетом по методике «ДальНИИСа ГОССТРОЯ». Физико-механическая характеристика пород может использоваться при расчете устойчивости пород, как при открытой, так и при подземной разработке суглинистых россыпей.

ОПРОБОВАНИЕ МЕТОДИКИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ КАЧЕСТВА УСТАНОВКИ ЖЕЛЕЗОБЕТОННЫХ АНКЕРОВ И РЕЗУЛЬТАТЫ ИССЛЕДОВАНИЙ

Канков Е.В., Долгих А.Ю., Килин А.Ю.

Научный руководитель: Корнилов М.В., д-р техн. наук, профессор
Уральский государственный горный университет

Анкерная крепь применяется для крепления подземных выработок на горнодобывающих предприятиях. Некачественная установка анкеров может привести к серьезным последствиям. В этой связи предлагается усовершенствование технологии контроля качества установки железобетонной анкерной крепи с использованием неразрушающего электрометрического метода, так как существующие на данный момент стандартные методики испытания анкерной крепи, в том числе железобетонных анкеров, которые являются наиболее распространенными в горном деле.

Способ определения качества установки железобетонного анкера в скальных породах неразрушающим электрометрическим методом заключается в том, что определяют коэффициент, характеризующий качество заполнения пространства между анкером и скальной породой. Для этого определяется переходное электрическое сопротивление анкера при помощи электроизмерительного прибора путем последовательных измерений электрического сопротивления соответственно между анкером и, по меньшей мере, двумя электродами попеременно, а также между самими электродами.

В рамках выполнения НИОКР по программе «Старт» были выполнены работы опробованию методики проведения работ по неразрушающему контролю качества установки анкерной железобетонной крепи методом электрометрии в условиях действующий подземных горных выработок шахты «Южная» ОАО «Высокогорский ГОК».

При проведении испытаний использовалось следующее оборудование:

- а) для проведения замеров электрического сопротивления анкеров: измеритель МИ-4, генератор АНЧ-3, электроды и соединительные провода;
- б) для измерения размеров шпуров, арматурных стержней и расстояния между шпурами и контрольными электродами: штангенциркуль; рулетка, лазерный дальномер;
- в) для очистки арматурных стержней анкеров от грязи и продуктов коррозии: металлическая щетка, наждачная бумага.

Для проведения опробования методики неразрушающему контролю качества установки анкерной железобетонной крепи в условиях подземных выработок были созданы полигоны на гор. -240 в откаточных штреках №2 и №4.

В процессе испытания шпуры заполнялись цементно-песчаным раствором с помощью поршневого дозатора и последующей установкой арматурных стержней. Комплект шпуров был разделен на три группы (по три шпура) с разной степенью заполнения (100%, 70%, 35%) цементно-песчаным раствором. В процессе установки контрольных анкеров с 70% и 30% заполнением цементно-песчаным раствором возникли технические сложности с точностью дозирования цементно-песчаного раствора. Поэтому при выполнении последующих испытаний в откаточном штреке № 4 был использован комплект шпуров из трех групп по три шпура разной длины (150 см, 100 см, 45 см). В дальнейших расчетах шпуры длиной 150 см были приняты за заполненные на 100%, 100 см – за заполненные на 68%, 45 см – за заполненные на 30%.

Замеры электрического сопротивления анкеров также производилось в два этапа:

1-й этап – непосредственно после установки анкеров;

2-й этап – на следующий день после установки, т.е. через 20-22 ч.

Графики изменения величины электрического сопротивления в зависимости от степени их заполнения цементно-песчаным раствором, полученные по результатам данных испытаний, проведенных в откаточном штреке № 2 в только что установленных анкерах и через сутки после установки приведены на рисунке 1.

Графики изменения величины электрического сопротивления в зависимости от степени их заполнения цементно-песчаным раствором, полученные по результатам испытаний, проведенных в откаточном штреке № 4 в только что установленных анкерах и через сутки после установки приведены на рисунке 2.

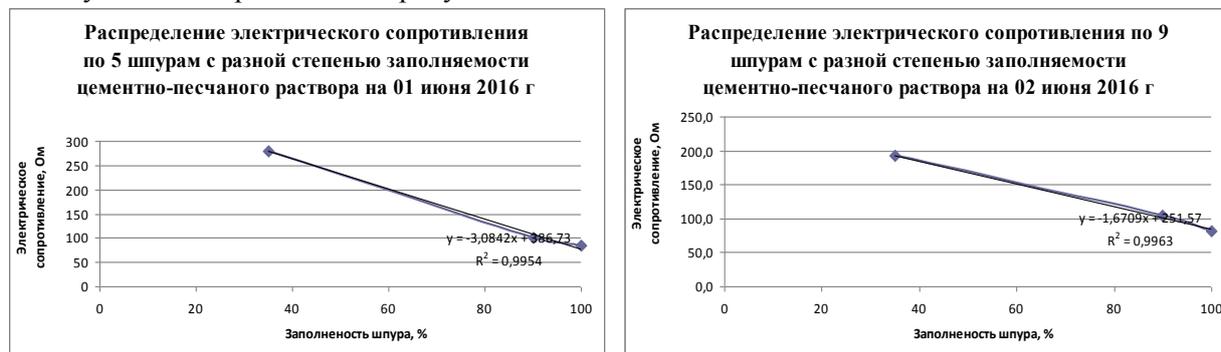


Рисунок 1 - Диаграмма распределения электрического сопротивления по 9 шпурам с разной степенью заполнения цементно-песчаным раствором в только что установленных анкерах (слева) и через 22 ч. после установки (справа). Место установки анкеров откат. штрека №2 гор. -240.

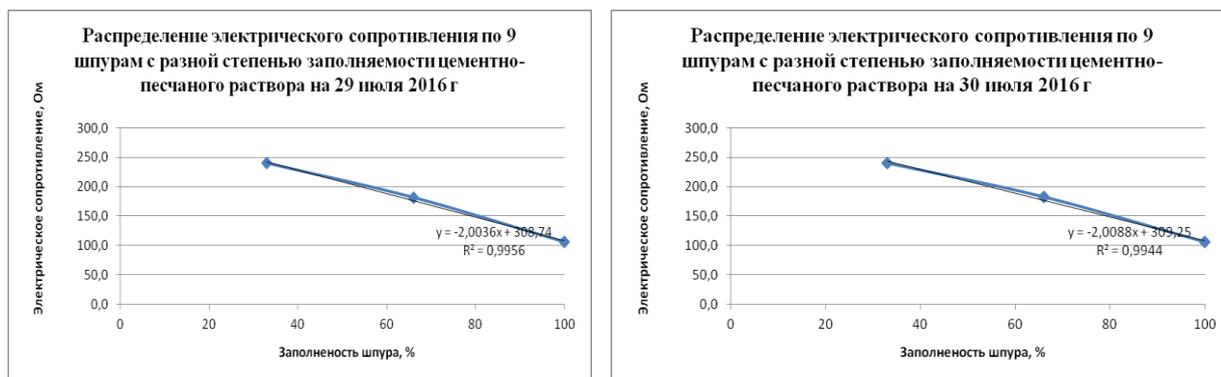


Рисунок 2 - Диаграмма распределения электрического сопротивления по 9 шпурам с разной степенью заполнения цементно-песчаным раствором в только что установленных анкерах (слева) и через 21 ч. после установки (справа). Место установки анкеров откат. штрека №4 гор. -240.

Процентное содержание железа на испытуемых участках по данным геофизических замеров, выполненных геофизической службой шахты «Южная» Высокогорского ГОКа составило:

- откаточный штрек № 2 – 14,65 %;
- откаточный штрек № 4 – 24,55 %.

По результатам испытаний можно сделать вывод о том, что результаты, полученные в ходе проведения эксперимента подтверждают наличие зависимости между значениями удельных сопротивлений анкеров и степенью заполнения шпура цементно-песчаным раствором.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. «Разработка технологии и опытного образца прибора электрометрического контроля качества установки анкерной железобетонной крепи» (договор №1116ГС/21740 от 15.04.2016). Отчет о выполнении НИОКР. Этап №1 «Анализ применяемых способов определения качества установки анкерной железобетонной крепи. Разработка конструкторской документации на прибор. Изготовление опытного прибора электрометрического контроля анкерной железобетонной крепи». Екатеринбург, 2016.

ЭКОЛОГООРИЕНТИРОВАННАЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЯ КОМПЛЕКСНОЙ ДОБЫЧИ И ПЕРЕРАБОТКИ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД

Соломеин Ю.М., Гобов Н.В.
ФГБУН Институт горного дела УрО РАН

В настоящее время создание экономически и экологически эффективных геотехнологий добычи руды, способствующих бесконфликтности развития техно- и биосферы, представляется весьма актуальной задачей [1]. Признанным подходом к решению подобных задач является разработка новых технологий в соответствии с принципом «более чистого производства» (Cleaner Production) [2], акцентирующим внимание не на очистке и обезвреживании образовавшихся отходов, а на уменьшении объемов их образования и степени опасности в процессе производства.

ИГД УрО РАН разработана технологическая схема инновационной эколого-ориентированной геотехнологии комплексной добычи и переработки железных руд, включающая вскрытие, подготовку, разработку системами с обрушением верхнего яруса и камерную выемку системами с закладкой нижнего яруса, транспортирование хвостов обогащения до погашаемых камер, закладку выработанного пространства, позволяющая весь объем отходов горно-обогажительного производства утилизировать в подземном выработанном пространстве [3]. Эту технологию можно реализовать как с использованием подземного обогажительного комплекса (ПОК), так и без его применения [4].

Положительные факторы применения ПОК – это исключение негативного воздействия на окружающую среду; снижение площади земельного отвода за счет исключения площадей под обоганительную фабрику, включая транспортные коммуникации, пункты перегрузки, усреднительные и промежуточные склады; исключение изъятия земли под хвосто- и шламохранилища, сокращение соответствующих платежей и затрат на рекультивацию отвалов, на обеспечение экологической безопасности отвалов; сохранение земной поверхности или уменьшение ее нарушенности; отсутствие затрат на строительство закладочного комплекса, на подготовку и перепуск в шахту пород для закладки выработанного пространства.

В качестве примера рассмотрена разработка Естюнинского железорудного месторождения в новом шаге вскрытия -240/-640м с запасами 240 млн. т руды. Содержание железа в балансовых запасах составляет 29%. Принципиальная схема комплексной подземной геотехнологии добычи и переработки железных руд включает вскрытие скиповым стволом и этажными квершлагами (высота этажа 100 м), подготовку и очистную выемку, транспортирование руды до ПОК, обогащение руды, транспортирование хвостов обогащения, используемых в качестве закладочного материала, закладку выработанных камер, транспортирование и подъем концентрата на поверхность (рис. 1).

Установлено, что экономическая эффективность новой геотехнологии может быть достигнута: нисходяще-восходящим порядком отработки, увеличивающим производительность рудника до 5 млн. т сырой руды в год; оптимальным размещением ПОК в пределах шага вскрытия; снижением капитальных затрат на вскрытие за счет уменьшения сечения главных вскрывающих выработок; снижением эксплуатационных затрат на транспортирование руды, концентрата и закладочного материала (отходов обогащения); использованием сил гравитации для перепуска и обогащения всей добытой руды; снижения платежей за размещение отходов.

Исследования показали, что при содержании железа 43%, достигается баланс между объемом пустот и объемом отходов, используемых в качестве закладки. При этом шаг вскрытия полностью отрабатывается системами с закладкой. Таким образом достигается замкнутость технологической схемы, понимаемая как полная утилизации всех полученных отходов в образуемых пустотах. При большем содержании железа в руде возникает избыток пустот, которые погашаются системами с обрушением.

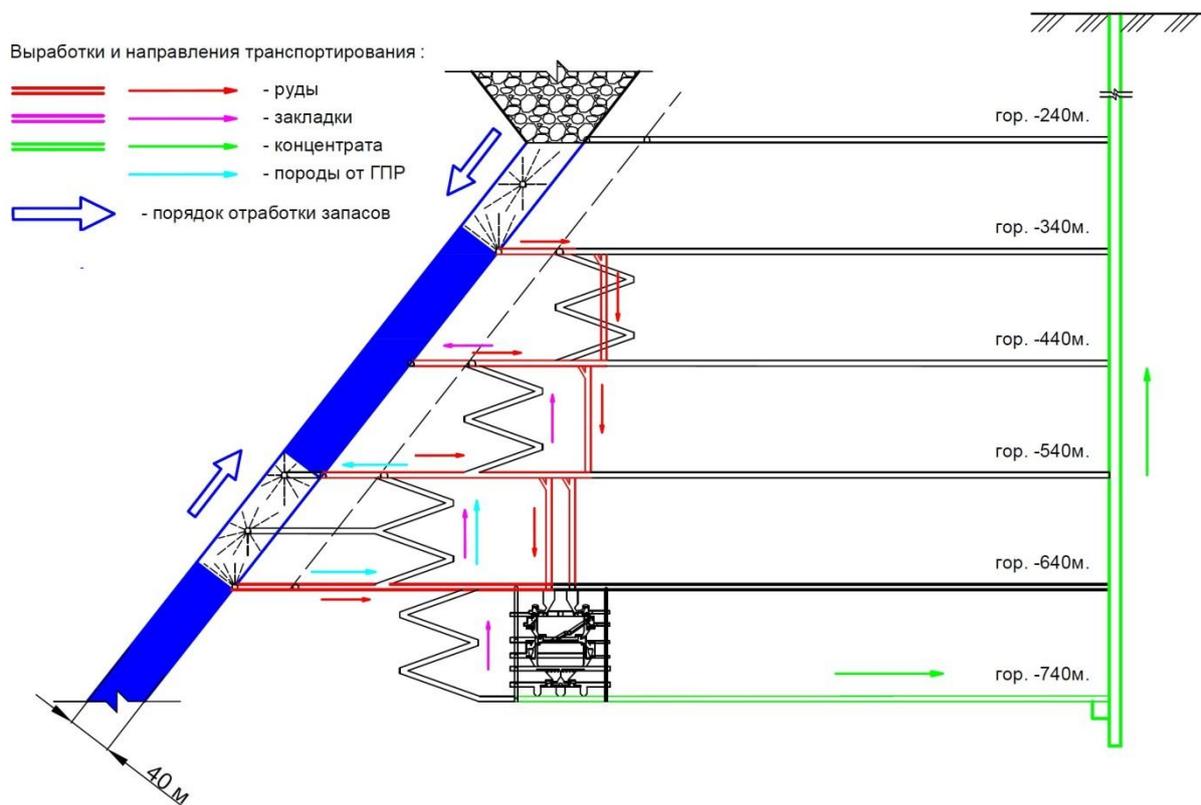


Рисунок 1 - Схема комплексной подземной геотехнологии добычи и переработки железных руд глубокозалегающего месторождения с применением ПОК

При содержании железа 29% на нижних горизонтах Естюнинского месторождения невозможно достичь замкнутости, но утилизируемый на поверхности объем отходов сокращается до минимума.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Яковлев В.Л., Волков Ю.В., Славиковский О.В. О стратегии освоения меднорудных месторождений Урала // Горный журнал. – 2003. – №9. – С. 3–7.
2. Cleaner Production [Текст]: офиц. текст. – Режим доступа: <http://www.unido.org/en/what-we-do/environment/resource-efficient-and-low-carbon-industrial-production/cp/cleaner-production.html>.
3. Соколов И.В., Гобов Н.В., Соломеин Ю.М., Никитин И.В. Экономико-математическое моделирование стратегии освоения глубокозалегающих железорудных месторождений экологически сбалансированными геотехнологиями // Проблемы недропользования. – 2015. - №4(7) – С. 68-75.
4. Патент на изобретение. № 25343901. Опубликовано 27.11.2014 Способ отработки крутопадающих месторождений. Соколов И.В., Смирнов А.А., Гобов Н.В., Антипин Ю.Г.

ВОПРОСЫ РАЗРАБОТКИ НЕРУДНЫХ СТРОИТЕЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ

Маманова А. А., Исаков С. В., Костин А. Л., Фризен В. Г.
Уральский государственный горный университет

Как показывает практический опыт разработки карьеров нерудных строительных материалов малой мощности, недропользователь, получивший лицензию, уже на начальной стадии эксплуатации предприятия сталкивается со значительным количеством препятствий. Эти препятствия ставят предприятия перед выбором либо продолжать вкладывать инвестиции в разработку несмотря на значительные издержки, либо отказываться от лицензии и прекращать работы по введению месторождения в эксплуатацию ввиду экономической нецелесообразности.

В зависимости от предполагаемых потребителей конечной продукции карьеров стройматериалов выделяются два вида организации разработки месторождений. В *первую группу* входят карьеры, разрабатываемые крупными строительными предприятиями для обеспечения собственных нужд. *Вторую группу* составляют карьеры малой производственной мощности, разрабатываемые небольшими предприятиями, потребителями конечной продукции которых являются сторонние организации. В первом случае у недропользователя стоит задача – разрабатывать карьеры для бесперебойного обеспечения материалом своих строительных площадок, несмотря на возникающие сложности и требующиеся дополнительные капиталовложения. Во втором случае у недропользователя первоочередная задача – найти постоянного потребителя конечной продукции. В зависимости от стратегических целей предприятий перед всеми недропользователями поставлена задача – технически и экономически эффективно разрабатывать месторождение, соблюдая законодательство в области недропользования.

Для решения основной задачи необходимо еще на стадии получения лицензии оценить все возможные риски при отработке месторождения, а именно – провести детальный предпроектный анализ возможности разработки месторождения, в котором будут учтены все возможные проблемы и найдены максимально эффективные пути их решения. Проводимая в настоящее время предпроектная оценка эффективности инвестиционных проектов оказывается недостаточной. Во время проведения аукциона на право пользования недрами участники не получают практически никакой информации, помимо характеристики предоставляемого участка и его размеров. Подсчет запасов месторождения производится после оформления лицензии в рамках выполнения отчета по оценке запасов полезного ископаемого для постановки их на государственный баланс. Но оформление лицензионного контура карьера не является полным разрешением на дальнейшее проведение работ, так как в ходе разработки появляются спорные вопросы, решение которых не зависит от государственного органа, выдавшего лицензию. Одним из главных спорных вопросов является вопрос земельного отвода, который особенно актуален для участков месторождений, расположенных в пределах городских округов. В последнее время решение спорных вопросов в оформлении границ земельного отвода часто приводит к изменению первоначального лицензионного контура и объемов запасов в меньшую сторону. Таким образом в настоящее время актуальным вопросом является разработка таких методик оценки инвестиционных проектов, в которых на первоначальной стадии можно отталкиваться не от заданных технологических параметров участка, а от необходимых экономических параметров разработки. В этом случае решается обратная задача – по заданным экономическим параметрам, например, требуемой себестоимости разработки устанавливаются технологические параметры месторождения. Решение этой задачи позволит ещё на этом этапе заявки выявить целесообразность вложения инвестиций в разработку месторождения.

Для решения указанной задачи требуются исследования по установлению зависимостей экономических параметров разработки от технологических, а также факторов, определяющих эти зависимости.

ПОРЯДОК ВЫЕМКИ РАЗНЫХ ТИПОВ РУД ТАЛНАХСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

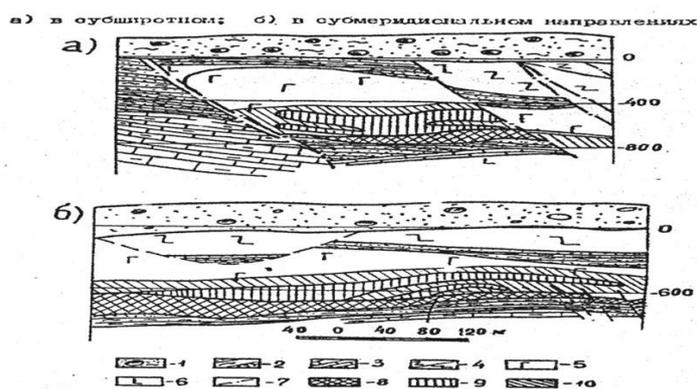
Беркович В.М., Мухитов А.М.

Уральский государственный горный университет

Талнахское месторождение в административном отношении относится к Таймырскому национальному округу Красноярского края. В тектоническом плане район месторождения приурочен к краевой юго-западной части Хараелажской трапповой мульды. Месторождение генетически и пространственно связано со сложным дифференцированным интрузивом основного состава (рис. 1.).

К особенностям горно-геологических условий рассматриваемого месторождения относятся неоднородность поля напряжений, которые возникают по причине тектонической нарушенности горных пород и литостатического давления.

Морфология рудных залежей в целом соответствует форме интрузии, представляя в плане сложные лентообразные тела, а в разрезе это крупные линзовидные. Протяженность рудных залежей в среднем достигает 1,5 км, мощность колеблется в пределах от 5 до 46 м, угол падения колеблется в пределах от 6-8° до 28°. Рудные тела залегают на глубине 600 – 900 м и ниже.



1 – четвертичные валунно-гравийно-галечные отложения, 2 – песчаники и алевролиты, 3 – известняки верхнего девона, 4 – туфолавоновый комплекс, 5 – рудоносная дифференцированная интрузия габбро-долеритов, 6 – долериты, 7 – тектонические нарушения, 8 – отработанные сплошные и «медистые руды», 9 – богато-вкрапленные руды, 10 – вкрапленные руды

Рис. 1. Схематические геологические разрезы Талнахского месторождения

Норильские медно-никелевые являются комплексными, из них извлекают: цветные металлы: медь, никель, кобальт и главные элементы платиновой группы: платина, палладий, родий.

Талнахское месторождение разрабатывается рудниками «Маяк», «Комсомольский», «Октябрьский» и «Таймырский» Норильского горнометаллургического комбината.

Экономическая целесообразность первоочередной выемки сплошных сульфидных руд и необходимость поддержания в устойчивом состоянии налегающих вкрапленных и медистых руд, подлежащих последующей отработке, предопределила применение сплошных систем разработки с полной закладкой выработанного пространства твердеющими смесями. Применяются сплошные слоевые и камерно-целиковые системы разработки.

Камерная система разработки позволяет отработать рудное тело камерами на всю мощность. Рудное тело сначала отработывают первичными камерами шириной 8 м, а затем между отработанными первичными камерами извлекают запасы вторичных камер. Первичные камеры отработываются через 16-метровый рудный целик, вторичные – через 16-метровый рудобетонный целик, а камеры третьей очереди – через 16-метровый бетонный целик.

ПРОБЛЕМЫ ОТРАБОТКИ ГЛУБОКИХ ГОРИЗОНТОВ ГАЙСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Беркович В.М., Харин А.Д.
Уральский государственный горный университет

В настоящее время горные работы на Гайском подземном руднике уже достигли глубины более 800 метров. С увеличением глубины горных работ происходит ухудшение горнотехнических и геомеханических условий. В то же время проектные технические и технологические решения, регламентирующие организацию очистных и закладочных работ, конструкцию системы разработки и ее параметры, требования к прочности закладочных массивов, срокам достижения нормативной прочности остались на уровне 20-летней давности, когда условия отработки месторождения были более благоприятны. Подземные горные работы на руднике ведутся в этажах 590-670, 670-750, 750-830 этажно-камерной системой отработки с твердеющей закладкой и применением самоходного оборудования. Порядок отработки камер принят камерно-целиковый - по схеме 1-2-1-3-1. Ширина камер - 20 м. Высота камер - равна высоте этажа 80 м. Длина камер - как правило, равна мощности рудного тела. Камеры располагают вкрест простирания рудной залежи.

Запасы обрабатываемых камер довольно значительны - от 200 до 400 и более тыс. тонн. Средняя производительность камеры на стадии очистных работ (по отгрузке руды) составляет 23 тыс. тонн в месяц. Время отработки камер при этом занимает продолжительный период времени и может составлять более одного года. В таких условиях в ряде камер происходили обрушения закладочного массива вышерасположенных камер и пород висячего бока в очистное пространство.

Исследования, проведенные в 2007 году специалистами лаборатории Геотехнологии института «Уралмеханобр» показали, что на тот момент более половины камер (64,5%) на Гайском подземном руднике перед закладочными работами были частично или полностью заполнены обрушившейся горной массой (породами и закладочным материалом), что не позволяет создать качественный закладочный массив, а также осложняет отработку рядом расположенных и нижележащих камер. При этом решающую роль играло время стояния этих камер незаложенными. При значительном (до 14 и более месяцев) времени стояния пород висячего бока неподбученными закладкой, общая высота свода обрушения в ряде камер увеличивалась до 28 метров. В этом случае в процесс обрушения вовлекались не только приконтактные ослабленные, но и основные породы.

Рассматриваемый в исследованиях объем камер был разбит на две основные группы: **ГРУППА «А»** - камеры с обрушением, в основном, пород висячего бока; **ГРУППА «Б»** - камеры, заполненные горной массой, вследствие обрушений закладочных массивов вышележащих и смежных камер, представленных чаще всего обрушенными породами. Исследованиями было установлено, что слабые, рассланцованные породы висячего бока всегда обрушаются в камеру при ее отработке, поэтому устойчивость висячего бока определяют слагающие его коренные породы, их прочность, структура и трещиноватость. Помимо этого, определяющее значение для устойчивости имеет угол падения рудного тела.

Техническое руководство Гайского подземного рудника прилагает усилия по исправлению сложившейся ситуации в части локализации существующих зон обрушения и недопущения их распространения на нижерасположенные горизонты.

Были разработаны мероприятия, направленные на повышение устойчивости конструктивных элементов системы разработки, в частности: оставление в камерах временных потолочин, временных рудных целиков по висячему боку, «рудных корок» по бокам камеры, бурение оконтуривающих скважин, формирование ступенчатой формы забоя в камерах и т. д.

Все эти мероприятия позволяют увеличить выемку чистой (неразубоженной) руды в камерах на боковых контактах с зонами обрушения и отсрочить их заполнение обрушенными породами и закладкой. Однако кардинально повлиять на ситуацию на действующих

горизонтах с точки зрения локализации и прекращения обрушений в камерах не в состоянии. Нет возможности в полной мере контролировать момент активизации процесса обрушения и заполнения выработанного пространства камеры породами из соседних камер. Такое положение осложняет выпуск руды и приводит к значительным её потерям. Возникают проблемы в обеспечении безопасности горных работ.

Все эти мероприятия позволяют увеличить выемку чистой (неразубоженной) руды в камерах на боковых контактах с зонами обрушения и отсрочить их заполнение обрушенными породами и закладкой. Однако кардинально повлиять на ситуацию на действующих горизонтах с точки зрения локализации и прекращения обрушений в камерах не в состоянии. Нет возможности в полной мере контролировать момент активизации процесса обрушения и заполнения выработанного пространства камеры породами из соседних камер. Такое положение осложняет выпуск руды и приводит к значительным её потерям. Возникают проблемы в обеспечении безопасности горных работ.

В сложившихся условиях отработка камер, граничащих с зонами обрушений (особенно по боковым сторонам) системами разработки с камерной выемкой становится весьма затруднительной. Значительная проблема при этом состоит в выборе способа и порядка их отработки.

Отмеченные выше факторы требовали пересмотра и уточнения технических и технологических решений по дальнейшей отработке месторождения (в частности, пересмотра параметров камер всех очередей и последовательности их отработки). Кроме того, на том этапе значительная проблема состояла в способе и порядке дальнейшей отработки камер, граничащих с участками обрушенных камер, расположенных выше и с боков обрабатываемых камер [1].

В соответствии с заданием на проектирование общая производительность подземного рудника при отработке месторождения в отметках 830 – 1310 при одновременной работе в двух ярусах должна достигнуть до 7,0 млн.т руды в год. Фактическая производительность рудника, в последние годы, при отработке запасов в этажах 510-590 м, 590-670 м и 670-750 м находится на уровне 4 млн.т руды в год.

Отработка запасов верхнего яруса будет производиться в этажах 830-910 м, 910-990 м и 990-1070м. Последний этаж будет служить в качестве временного барьерного целика, разделяющего горные работы в верхнем и нижнем ярусах. Отработка месторождения в верхнем и нижнем ярусах производится одновременно и независимо друг от друга. Отработка запасов нижнего яруса производится в нисходящем порядке в этажах 1070-1150 м, 1150-1230 м, 1230-1310. После полной отработки запасов в этаже 1070-1150 м закладочный массив в этом этаже будет служить в качестве разделительного искусственного целика между горными работами в верхнем и нижнем ярусами. Для отработки запасов руды в верхнем ярусе рекомендуется применять, традиционную для Гайского подземного рудника, систему разработки с камерной выемкой и закладкой выработанного пространства [2].

Для отработки запасов руды в нижнем ярусе предлагается очистные работы вести по простиранию рудной залежи и применить несколько вариантов сплошной одностадийной системы разработки с закладкой и отбойкой руды на зажатую среду. Сущность вариантов системы заключается в последовательной отработке слоев руды на зажатую среду, выпуске отбитой руды с противоположной стороны, из-под искусственного массива и закладке образовавшейся пустоты твердеющим материалом, причем закладка подается на временно замагазинированную руду. Проникновение твердеющей закладки в отбитую и замагазинированную руду на глубину более 1,0 м исключено. Это положение доказано многочисленными исследованиями, например на Зыряновском руднике [3]. Если цементированный слой и будет в пределах 1,0-1,5 м то его можно разрыхлить взрывом скважин, пробуренных по искусственному массиву в непосредственной близости от руды.

ИСПЫТАНИЯ ОПЫТНОГО ОБРАЗЦА ПРИБОРА АНЧ-АР В ЛАБОРАТОРНЫХ И ШАХТНЫХ УСЛОВИЯХ

Петряев В.Е., Канков Е.В., Мухачева Л.В., Капулкина Д.В.
Научный руководитель: Корнилков М.В., д-р техн. наук, профессор
Уральский государственный горный университет

В рамках выполнения НИОКР «Разработка технологии и опытного образца прибора электрометрического контроля качества установки анкерной железобетонной крепи» по государственной программе «Старт» сотрудниками ООО «УралТехноАнкер» был разработан и изготовлен опытный образец прибора контроля анкерной железобетонной крепи АНЧ-АР. Прибор АНЧ-АР предназначен для определения качества установки железобетонного анкера в скальных породах неразрушающим электрометрическим методом. Сущность неразрушающего электрометрического метода заключается в том, что определяется коэффициент, характеризующий качество заполнения пространства между анкером и скальной породой. Для этого определяется переходное электрическое сопротивление анкера при помощи электроизмерительного прибора путем последовательных измерений электрического сопротивления соответственно между анкером и, по меньшей мере, двумя электродами попеременно, а также между самими электродами. Прибор АНЧ-АР позволяет производить замеры переходного электрического сопротивления анкера и, сравнивая полученные значения с эталонным, определять качество и полноту заполнения тела анкера цементно-песчаным раствором.

В соответствии с этапом №2 НИОКР необходимо было выполнить работы по испытанию опытного образца прибора АНЧ-АР на соответствие основных технических параметров, определяющих количественные и качественные характеристики, требованиям, предъявленным к прибору АНЧ-АР в техническом задании на изготовление прибора. Испытания прибора выполнялись в два этапа:

- лабораторные исследования;
- исследования работы прибора в условиях подземных горных выработок действующих горно-добывающих предприятий.

Во время исследований были выполнена проверка следующих основных технических параметров опытного образца прибора контроля анкерной железобетонной крепи АНЧ-АР:

- защищенность от «блуждающих» и «наведенных» токов;
- влаго- и пылезащищенность;
- надежность прибора при выполнении замеров;
- проверка температурных режимов работы.

Лабораторные исследования параметров опытного образца прибора выполнялись сотрудниками НТП «ИнтелНедра» при участии сотрудников ООО «УралТехноАнкер» на специально оборудованном лабораторном полигоне, позволяющем обеспечить создание условий работы приближенных к реальным условиям подземных горных выработок действующих горно-добывающих предприятий. Лабораторный полигон представляет собой подвальное помещение, имеющее доступ к грунтовому массиву. Доступ к грунтовому массиву во время испытаний было необходимо обеспечить для измерения переходного электрического сопротивления макетных образцов железобетонных анкеров,

Исследования защищенности от «блуждающих» и «наведенных» токов опытного образца прибора АНЧ-АР показали, что имеющаяся в приборе встроенная защита от «блуждающих» и «наведенных» токов, и их наличие в исследуемом массиве обеспечивает надежную работу прибора.

Имеющиеся «блуждающие» и «наведенные» токи исследуемом массиве незначительно влияют на результаты замеров, так как сам принцип неразрушающего электрометрического метода основан на возбуждении в массиве горных пород тока определенной частоты и замере разности потенциалов между измеряемым анкером и контрольных электродов. Поэтому при

замерах в условия действующих подземных выработок горно-добывающих предприятий рекомендуется обесточивать участок, на котором ведутся замеры.

При проверке влагозащищенности опытный образец прибора контроля анкерной железобетонной крепи испытывался в условиях повышенной влажности. Влажность в лаборатории на момент испытаний опытного образца прибора составляла $80\pm 5\%$. Замеры влажности производились термогигрометром ТКА-ПКМ/24” ТНС. Результаты испытаний показали стабильную работу опытного образца прибора, так как он имеет герметичный корпус.

Для исследования пылезащищенности опытный образец прибора АНЧ-АР на лабораторном полигоне выполнялось искусственное запыление помещения лаборатории пылевидными и мелкопечанными частицами. Размеры распыляемых частиц составляют 0,315 мм и менее. Данные частицы были получены при просеивании мелкого песка через сита соответствующих размеров. Определение концентрации пыли в воздухе лабораторного полигона производилось в соответствии с МУК 4.1.2468—09 «Измерение массовых концентраций пыли в воздухе рабочей зоны предприятий горнорудной и нерудной промышленности». Концентрация пыли в воздухе лабораторного полигона по результатам замеров составила около 9,8 мг/м³.

Результаты исследований не обнаружили влияния запыленности места выполнения замеров на стабильную работу прибора.

Проверка температурных режимов работы опытного образца прибора АНЧ-АР выполнялась в диапазоне температур $12\div 30^{\circ}\text{C}$. Дальнейшее повышение температуры не производилось, так как в условиях строящихся подземных горных выработок действующих горно-добывающих предприятий температура рудничного воздуха, как правило, не превышает $18\pm 2^{\circ}\text{C}$. Замеры температуры воздуха также производились термогигрометром ТКА-ПКМ/24” ТНС.

Изменение температуры также не сказывается на стабильности работы прибора, но не рекомендуется выполнять длительные замеры (работы) в условиях повышенной температуры (более 30°C), так как это может увеличить вероятность перегрева генераторного блока прибора и выхода его из строя.

Исследования работы прибора в шахтных условиях производились в горных выработках шахты «Южная» ОАО «Высокогорский ГОК». Шахтные испытания также подтвердили стабильную работу опытного образца прибора АНЧ-АР в течении 4-5 часов, при условии соблюдении правил и порядка проведения замеров.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. «Разработка технологии и опытного образца прибора электрометрического контроля качества установки анкерной железобетонной крепи» (договор №1116ГС/21740 от 15.04.2016). Отчет о выполнении НИОКР. Этап №1 «Анализ применяемых способов определения качества установки анкерной железобетонной крепи. Разработка конструкторской документации на прибор. Изготовление опытного прибора электрометрического контроля анкерной железобетонной крепи». Екатеринбург, 2016.
2. Отчет о выполнении работ по исследованию работы опытного прибора контроля анкерной железобетонной крепи в лабораторных условиях. (Договор № ИН-УТА от «28» октября 2016 г.). Екатеринбург, 2017.
3. «Разработка технологии и опытного образца прибора электрометрического контроля качества установки анкерной железобетонной крепи» (договор №1116ГС/21740 от 15.04.2016). Отчет о выполнении НИОКР. Заключительный этап. Екатеринбург, 2017.

ОСНОВНЫЕ ПРОЕКТЫ УГМК НА УРАЛЕ И В ОРЕНБУРГСКОЙ ОБЛАСТИ

Гусманов Ф.Ф., Папунин А.О.
Уральский государственный горный университет

УГМК — одна из крупнейших вертикально интегрированных компаний России. Она объединяет в одну технологическую цепочку предприятия горнодобывающего, металлургического, металлообрабатывающего комплексов, а также стройиндустрии. Наличие собственных источников сырья и высокий уровень оптимизации производственных связей между входящими в УГМК предприятиями делают ее работу надежной, стабильной и эффективной. Общий объем реализации продукции и услуг превышает 5,1 млрд долл. США. В общем объеме выпуска продукции основная доля приходится на предприятия цветной металлургии, в том числе медь катодная - До 380 тыс. т/год, цинк электролитический - до 200 тыс. т/год, серная кислота - свыше 1000 тыс. т/год, до 200 т серебра и до 10 т золота.

Стратегические направления деятельности компании:

- повышение эффективности производства;
- расширение сырьевой базы;
- повышение комплексности использования сырья;
- повышение степени готовности продукции;
- развитие полиметаллического направления за счет увеличения производства цинка и свинца;
- развитие черной металлургии.

Минерально-сырьевая база УГМК включает в себя 24 горнодобывающих и перерабатывающих предприятия, которые имеют 138 лицензий на право пользования недрами с целью геологического изучения, разведки и доработки полезных ископаемых на месторождениях медных железных и полиметаллических руд.

Ключевое значение в развитии минерально-сырьевой базы придается реконструкции главной рудной базы компании - Гайского ГОКа (Оренбургская область). Основные положения программы развития охватывают производственные процессы и заключаются в расширении подземного рудника, освоении Домбаровской группы месторождений и техническом перевооружении обогатительной фабрики. В 2011 г. инвестиции УГМК в развитие Гайского ГОКа составили более 4,3 млрд руб. В перспективе обогатительная фабрика должна выйти на переработку 8 млн т/год руды.

Согласно принятой в марте 2011 г. Программе развития предприятий горно-обогатительного комплекса Республики Башкортостан на 2011—2015 гг., объемы добычи руды на горнодобывающих предприятиях Башкирии, входящих в Группу УГМК, должны увеличиться с 7,5 до 10,5 млн т/год. Для выполнения этой задачи компания планирует инвестировать 31 млрд руб.

Весной 2010 г. УГМК приступила к строительству подземного рудника на Сафьяновском медно-цинковом месторождении (Свердловская область) и пустила его в эксплуатацию в 2014 г. Подземная добыча стала вторым этапом освоения объекта, который разрабатывали открытым способом. Запасы месторождения для подземной добычи составляют порядка 11 млн т руды.

С учетом того, как развивается сырьевая база меди и цинка, компания активно занимается развитием собственных мощностей по переработке сырья.

В 2004—2011 гг. УГМК реализовала крупные инвестиционные проекты совершенствования металлургического производства:

- проведена реконструкция медеплавильного завода ОАО «Среднеуральский металлургический завод» с расширением металлургических мощностей, строительством современного комплекса очистки и утилизации газов с доведением мощности предприятия со 100 тыс. т/год анодной меди до 180 тыс. т/год;

- завершена реконструкция обогатительных мощностей на ОАО «Святогор» с одновременным запуском новых рудников добычи медно-цинковых руд;
- завершена реконструкция ООО «Медногорский медно-серный комбинат» с доведением его мощности до 60 тыс. т/год по черновой меди с полной утилизацией серусодержащих газов;
- завершено строительство первой очереди нового рафинировочного предприятия на ОАО «Уралэлектромедь» с доведением его мощности до 350 тыс. т/год катодной меди по безосновой технологии.

Ведут строительство второй очереди электролитического производства с доведением общей мощности по УГМК до 500 тыс. т/год катодов.

Вертикально интегрированная структура холдинга, многопрофильность, постоянно расширяемая номенклатура продукции позволяют обеспечивать высокую и эффективную управляемость предприятиями, сосредотачивать ресурсы для быстрого и эффективного развития наиболее перспективных проектов.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Практическая реализация механизма устойчивого развития в создании и становлении горно-металлургического холдинга медной отрасли России, И.А. Алтушкин, А.Е. Череповицын, Ю.А. Король, изд. Москва, 2016

ВНЕДРЕНИЕ ЦИКЛИЧНО-ПОТОЧНОЙ ТЕХНОЛОГИИ НА КАРЬЕРЕ КОО «ПРЕДПРИЯТИЕ ЭРДЭНЭТ»

Беляев В.Л., Фризен В.Г., Шлохин Д.А.
Уральский государственный горный университет

КОО «Предприятие Эрдэнэт» представляет собой крупнейший в Монголии производственный комплекс, ориентированный на добычу и переработку медно-молибденовой руды месторождения «Эрдэнэтийн-Овоо». В настоящее время горные работы ведутся в границах единого карьера северо-западного участка месторождения с отметкой дна +1235м.

В перспективе с увеличением глубины карьера до отм. +905 м возникла и стала исключительно актуальной проблема использования технологий, обеспечивающих снижение, предотвращение или, по крайней мере, замедление роста эксплуатационных, в том числе транспортных расходов, так как, с глубиной карьера возрастает расстояние транспортирования горной массы автосамосвалами и для поддержания производительности предприятия по горной массе требуется постоянное увеличение численности автопарка и связанное с этим возрастание инвестиций. В данной ситуации становится исключительно актуальным вопрос внедрения системы ЦПТ на карьере, комплексно увязав ее с существующей технологией добычи руды.

В скорректированной «Концепции развития компании ...»² предусмотрено внедрение циклично-поточной технологии или комбинированной автотранспортно-конвейерной технологии на карьере КОО «Предприятие Эрдэнэт» в два этапа.

До запуска ЦПТ первого этапа необходима проходка туннельной вскрывающей выработки, для конвейера с уклоном до 12°, которая будет осуществляться по восточному борту с отметки +1400 до отметки +1280 м (первый этап), далее с измерением направления ниже до отметки +1040 м (следующий этап). Существующая схема вскрытия продолжается вскрытием нижних горизонтов спиральными съездами до отметки +905 м. При этом пустые породы, забалансовые, окисленные и временно некондиционные руды будут вывозиться автомобильным транспортом до отвалов. При этом предлагаемая схема «Подземный конвейер с установкой дробилки на отм. 1280 м» обеспечивает минимальные и эксплуатационные затраты.

С увеличением глубины и внедрением ЦПТ на карьере возникла и стала исключительно актуальной проблема выбора экскаваторно-автомобильного комплекса (ЭАК) для дальнейшей разработки месторождения «Эрдэнэт». При этом рассматривался вариант мощности производства 30 млн. т (12 млн. м³) руды в год, как наиболее экономически эффективный. В данной работе рассмотрены два конкурентоспособных варианта:

– ЭАК «ЭКГ-10 – БелАЗ 75131 (130 т)». В настоящее время транспортировка горной массы на комбинате производится автосамосвалами БелАЗ-75131 грузоподъемностью 130 т. Экскавация горной массы осуществляется экскаваторами ЭКГ-10;

– ЭАК «ЭКГ-12 – БелАЗ 75180 (180 т)» (альтернативный). Экскаватор ЭКГ-12К – базовая модель новейшей линейки экскаваторов производства Ижорского завода. От ЭКГ-10 новая модель отличается увеличенной вместимостью базового ковша (объем увеличен до 12 м³). Кроме того, появилась возможность применения сменных ковшей до 20 м³. Значительно увеличена высота черпания. При том, что ЭКГ-12К – современная модель, к нему подходят практически все запчасти ЭКГ-10, что, безусловно, крайне важно.

Автосамосвал БелАЗ-75180 имеет более высокие показатели для перевозки горной массы по сравнению с БелАЗ-75131 при значительном снижении расхода топлива (7,05 %). Также преимуществом данного автосамосвала является увеличенный ресурс (900 тыс. км). На основании вышесеречисленного, использование БелАЗ-75180 (180 т) в плановой замене изношенных автосамосвалов является наиболее конкурентоспособным.

² «Концепция развития КОО Предприятие Эрдэнэт на период 2016-2025 годов». Монголия. 2016 г.

При конкурентном сравнении двух моделей горного оборудования определяющим интегрированным показателем их использования является себестоимость производимой этими моделями продукции за одинаковый промежуток времени. Чем меньше затрат приходится на единицу производительности используемого оборудования, тем оно эффективнее.

Интегральным показателем для конкурентоспособности при таком подходе может быть показатель удельной стоимости выполнения основной функции машины, в нашем случае – выполнение требуемых объектов добычи полезного ископаемого.

Себестоимость эксплуатации оборудования складывается из многих показателей: цена машины (на которую влияют условия платежа, сроки и условия поставки, комплектность поставки и др.), срок службы и эксплуатационные затраты.

В общем случае удельная стоимость эксплуатируемого оборудования рассчитывается по формуле

$$C_{\text{ЭАК}} = (\sum Z_{\text{ЭАК}} + E C_{\text{ЭАК}}) / A_p, \text{ руб/м}^3, \quad (1)$$

где $\sum Z_{\text{ЭАК}}$ – годовая сумма эксплуатационных затрат на оборудование, тыс. руб.; $C_{\text{ЭАК}}$ – первоначальная (балансовая) стоимость оборудования, включая доставку и прочие затраты, связанные с приобретением, тыс. руб.; A_p – годовая производительность карьера по руде, тыс. м³; E – коэффициент экономической эффективности (0,08 ... 0,15).

Расчет технико-экономических показателей оборудования рассматриваемых вариантов ЭАК приведен в таблице 1.

Таблица 1 – Сравнение технико-экономических показателей вариантов

Наименование	Ед. изм.	Экскаваторы		Автосамосвалы	
		ЭКГ-10	ЭКГ-12К	БелАЗ-75131	БелАЗ-75180
Парк оборудования	шт.	8	6	15	11
Цена за единицу	млн. руб.	140	180	35	50
Численность персонала	чел.	67	50	63	46
Зарплата с начислениями	млн. руб.	28,7	21,4	40,4	29,5
Электроэнергия	То же	71,6	67,1	–	–
Дизельное топливо	«	–	–	148,76	138,5
Запасные части и ремонт, 12%	«	11,2	10,8	10,4	10,9
Амортизационные отчисления, 10%	«	112	108	87,1	91,3
Итого затрат	«	224	207	286,6	271,2
Себестоимость экскавации	руб/м ³	19	17	23,8	22,6

ЭАК «ЭКГ-10» – «БелАЗ-75131 (130 т)»

$$C_{\text{ЭАК}} = (112 + 0,08 \cdot 1120) / 12 + (199,56 + 0,15 \cdot 525) / 12 = 39,99 \text{ руб/м}^3;$$

ЭАК «ЭКГ-12К» – «БелАЗ-75180 (180 т)»

$$C_{\text{ЭАК}} = (99,3 + 0,08 \cdot 1080) / 12 + (179,9 + 0,15 \cdot 550) / 12 = 36,82 \text{ руб/м}^3.$$

Сравнительные расчеты показали, что наименьшей удельной стоимостью эксплуатируемого оборудования обладает комплекс ЭКГ-12К – БелАЗ-75180 (180 т) (на 8 % экономически выгоднее). В результате расчетов пришли к выводу, что самым эффективным является замена экскаваторно-автомобильного комплекса с вводом ЦПТ.

ИНЪЕКЦИОННАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ВОЗВЕДЕНИЯ ЗАКЛАДОЧНОГО МАССИВА НА ШАХТЕ МАГНЕЗИТОВАЯ

Беркович В.М., Астахов П.Д.
Уральский государственный горный университет

Инъекционный метод возведения закладочного массива заключается в нагнетании вяжущего раствора в сыпучий материал под давлением.

Следует отметить, что данная технология имеет следующие достоинства:

- возможность создания твердеющего массива в обрушенной горной массе;
- снижение капитальных затрат на строительство закладочного комплекса в связи с отсутствием необходимости принудительного механического перемешивания инертных заполнителей;
- простота транспортировки закладочных материалов, уменьшение расхода вяжущих веществ за счет предварительного уплотнения сыпучей закладки;
- высокая полнота заполнения камеры закладочным материалом и раствором;
- возможность получения предварительно напряженного твердеющего массива посредством подачи инъекционного раствора под высоким давлением.

Отбитая в добычных блоках рудная масса погрузочно-доставочными машинами (ПДМ) доставляется в рудоспуски, из них виброустановками ВДПУ грузится в вагоны и локомотивосоставами транспортируется по штольне горизонта 180 м на перегрузочный пункт в борту Карагайского карьера.

В качестве закладочного материала при применении метода инъекций могут быть использованы породы от проходки горных выработок, вскрыши карьеров, крупногалечниковые природные отложения, хвосты от обогащения и др. Эти породы не должны обладать склонностью к размоканию, в их составе содержание глинистых илистых частиц не должно превышать 15%. Качественное укрепление сыпучей закладки в устойчивый массив во многом зависит от пустотности закладочного материала и его фильтрационных свойств. Закладочный материал, обладающий хорошими фильтрационными свойствами, обеспечивает равномерную его пропитку по всему объекту инъектирующим раствором.

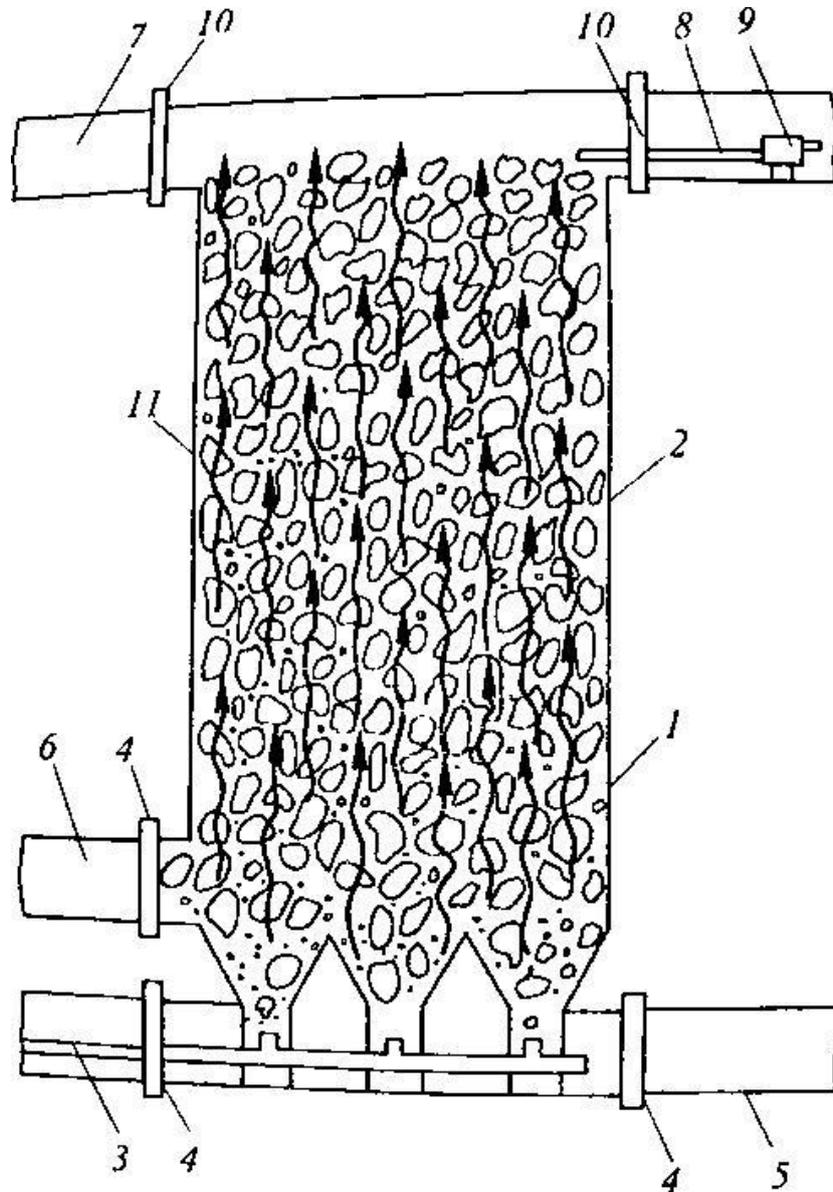
Проверка качества и полноты инъектирования является одним из самых трудных видов контроля, поэтому основное внимание должно быть уделено качеству приготовления инъекционного раствора и давлению в трубопроводе, по которому раствор поступает в закладку.

Для контроля качества инъекции требуется бурение скважин и извлечение из пропитанного массива керна, из которого изготавливают образцы для испытаний на прочность.

При ведении работ по инъектированию осуществляется контроль плотности и вязкости инъекционного раствора, увеличения давления в подающем раствор трубопроводе в тех границах, которые приняты локальным проектом на проведение работ по укреплению сыпучей закладки методом инъекции. Плотность инъекционного раствора изменялась от 1,05 до 1,8 г/см³, давление у перемычек колебалось от 0,3 до 0,5 МПа и достигало максимального значения 1,3 МПа.

Отработка вторичных камер. Все подготовительно-нарезные, очистные и закладочные работы при отработке вторичных камер остаются традиционными. Как уже отмечалось выше, выемка вторичных камер производится послойно с заполнением отработанного слоя сухой закладкой. Для уменьшения засорения магнетита закладкой вдоль боковых стенок камер должна оставаться рудная корка толщиной не менее 0,3 м. Кроме того, в приконтактной зоне с укрепленной закладкой при ведении буровзрывных работ необходимо уменьшать вес заряда на 30—40% (до 2 кг). Отработка вторичных камер осложнена еще и тем, что отрабатываемый снизу рудный массив подсекается по всей его горизонтальной площади и опирается только на боковые искусственные стенки, а значит здесь потребуются проведение дополнительных

специальных мероприятий по обеспечению его устойчивости. Эти мероприятия, трудозатраты и стоимостные показатели на их проведение будут отражены в локальном проекте.



1 - отработанная камера, 2 - инъекционный цементный раствор, 3 - инъекционные трубы, 4 - гидрперемычки, 5 - скреперный штрек, 6 - буровой штрек, 7- вентиляционный штрек, 8 - воздуховодный трубопровод, 9- вакуум-насос, 10- герметичная перемычка, 11 - инъекционный поток жидкости

Рис. 1. Способ возведения искусственного массива самотечной подачи инъекционного цементного раствора

МЕТОДЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПАРАМЕТРОВ И ПОКАЗАТЕЛЕЙ ВСКРЫТИЯ ПОДЗЕМНЫХ ЗАПАСОВ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Никитин И.В.

ФГБУН Институт горного дела УрО РАН

Технико-экономические расчеты на стадии предпроектных исследований обычно производятся менее детально, на основе аналогов и удельных экономических показателей, что позволяет хотя и приближенно, но в минимальные сроки выполнить экономическое сравнение большого количества вариантов и отобрать несколько из них (обычно 2-3) для более детального сравнения на последующей стадии проекта.

Наиболее известным и широко применяемым методом решения оптимизационных задач горного производства является сравнение вариантов. Сущность метода заключается в разработке нескольких наиболее пригодных и технически осуществимых вариантов, по каждому из которых для заданных условий рассчитываются основные технико-экономические показатели и величина принятого критерия эффективности. В основу метода положен совокупный учет трех групп факторов (горно-геологических, горнотехнических и экономических), а также технологических требований открыто-подземной и подземной разработки месторождений (рис. 1). Недостатками являются трудоемкость расчетов и большой объем логической работы по анализу каждого варианта, что обуславливает привлечение современных компьютерных средств.



Рисунок 1 – Элементы вскрытия подземных запасов рудных месторождений и связи между ее характеристиками

Важным требованием к расчетам является сопоставимость сравниваемых вариантов, достигающаяся применением единых принципов и методов исчисления расчетных показателей. Для определения отдельных параметров и показателей вскрытия рудных месторождений применяются следующие инженерные методы: статистический, аналитический и прямые расчеты.

Статистический метод заключается в систематизированном сборе и обработке фактических или проектных данных. По совокупностям отдельных точек, соответствующих значениям исходных данных, строятся кривые или прямолинейные графики. Полученные результаты, путем обработки методами математической статистики, представляются в виде эмпирических формул. Статистическим методом установлены зависимости сечения вскрываемых выработок от производственной мощности предприятия [1].

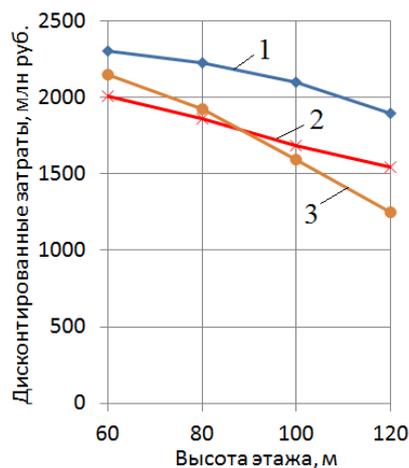
Аналитический метод основан на установлении зависимостей между аргументом (параметром) и функцией (фактором), выраженной в виде математического уравнения. Взяв первую производную от функции и приравняв ее к нулю, можно решить уравнение относительно искомого параметра. Метод не пригоден для расчета стоимостных показателей

при прерывных (дискретных) значениях аргумента, так как не раскрывает сущности закономерностей изменения функций, а дает лишь точечное значение. Другим недостатком является невозможность использования имеющихся зависимостей, характерных для какой-либо группы месторождений, для применения этих данных при проектировании объектов с отличными горно-геологическими условиями.

Метод прямых расчетов применяется в случае, когда нет достаточного числа фактических и проектных данных или наблюдается большой разброс исходных показателей, что может привести к значительной погрешности. Данный прием пригоден для установления значений укрупненных показателей, например затрат на проведение основных и вспомогательных горно-капитальных выработок: сначала по сечению и протяженности (глубине) выработок определяется их объем, затем при известной себестоимости проведения 1 м³ данной выработки устанавливаются затраты.

Метод оптимизации позволяет установить и количественно оценить взаимодействие большого числа возможных состояний системы вскрытия и выбрать наилучшее из них. Суть метода оптимизации – значений исследуемых параметров, которые соответствуют значению целевой функции (критерия).

В качестве примера приведены результаты оптимизации высота этажа (диапазон варьирования от 60 до 120 м, шаг изменения 20 м) для трех конкурентных способов вскрытия, как фундаментального параметра вскрытия, влияющего как на величину запасов, так и на объем горнокапитальных выработок в шаге освоения (рис. 2). Оптимизация проведена по критерию минимума дисконтированных капитальных затрат на вскрытие и эксплуатационных затрат на подъем и транспортирование руды на поверхность [2].



1 – вертикальным стволом с поверхности; 2 – автотранспортным уклоном из карьера; 3 – автоуклоном из карьера в сочетании с вертикальным стволом с поверхности

Рисунок 2 – Зависимость дисконтированных капитальных и эксплуатационных затрат от высоты этажа по вариантам вскрытия

Применение инженерных методов, гарантирующих наибольшую точность расчетов, а также создание новых приемов является одной из главных задач совершенствования научно-методических основ проектирования подземных рудников.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Агошков М.И., Воронюк А.С., Громыко А.А. Методика сравнения и выбора схем вскрытия мощных рудных месторождений вертикальными и наклонными рудоподъемными выработками. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1968. - 44 с.

2. Соколов И.В. Моделирование и оптимизация способа и схемы вскрытия подкарьерных запасов крутопадающих рудных месторождений / И.В. Соколов, Ю.Г. Антипин, И.В. Никитин // ГИАБ. - 2014. - № 6. - С. 190-196.

ПРОБЛЕМЫ ПО ФОРМИРОВАНИЮ КАЧЕСТВА РУДЫ С УВЕЛИЧЕНИЕМ ГЛУБИНЫ ВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ И ИЗМЕНЕНИЕМ СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

Гусманов Ф.Ф., Папунин А.О.

Уральский государственный горный университет

Разработка рудных месторождений подземным способом характеризуется высокими темпами понижения ведения горных работ, что вызвано не столько исчерпанием запасов полезных ископаемых вблизи земной поверхности, сколько возрастающим спросом на минеральное сырье. Добыча наиболее ценных руд на зарубежных рудниках уже сейчас ведется на глубинах, приближаясь к отметке 4,0 км. Во всем мире насчитывается свыше 40 рудников с глубиной разработки более 1,5 км.

В России глубина залегания полезных ископаемых превышает 700 - 1500 м, при этом предусматриваются более сложные природные условия вновь обрабатываемых месторождений со снижением содержания полезных компонентов более чем в 1,2-1,5 раза и почти в 3 раза для труднообогатимых полезных ископаемых.

На Урале в настоящее время функционирует около 50 рудников. Прогнозируется рост глубин ведения горных работ до 1200 - 1500 м со снижением качественных характеристик добываемого рудного сырья.

С увеличением глубины ведения горных работ, кроме снижения качества полезных ископаемых, ухудшаются условия эксплуатации месторождения, так как увеличивается горное давление и изменяются физикомеханические свойства горных пород. По этим причинам возникают серьезные технологические и технико-экономические трудности в отношении вскрытия месторождения, подъема добываемой горной массы, проветривания и поддержания устойчивости выработок, полноты и качества извлечения полезных ископаемых из недр.

В настоящее время Урал остается одним из наиболее богатых минеральным сырьем регионов страны, в котором стоимость разведанных запасов минерального сырья на единицу площади значительно выше, чем в среднем по России. Характерной особенностью большинства горных предприятий региона является переход на подземную разработку месторождений. Практически полностью перешли на подземную разработку Высокогорский и Гайский ГОКи, Богословское и Гороблагодатское рудоуправления. Перспективы развития сырьевой базы Учалинского ГОКа, Башкирского медно-сернистого комбината и комбината «Магнезит» связаны с переходом на подземную добычу.

По - прежнему традиционно подземным способом разрабатываются Североуральское бокситовое месторождение и Верхнекамские месторождения калийных солей с разведанными запасами 19 млрд. т.

Переход к рыночной экономике ставит перед предприятиями с подземным способом разработки ряд задач, основная из которых - повысить уровень их конкурентоспособности, что предопределяет необходимость повышения эффективности отработки месторождений, а именно снижения себестоимости добычи и повышения качества добываемого сырья.

Сырьевая база отечественной черной металлургии по сравнению с зарубежными аналогами характеризуется более низким качеством добываемых руд, сложными горно-геологическими условиями разработки полезных ископаемых. Затраты на добычу и обогащение железных руд на месторождениях Урала в равных ценовых условиях в 1,5-2,0 раза превышают затраты на производство товарной руды на железорудных месторождениях других стран (Австралия, Бразилия, Канада, Швеция). На железорудных месторождениях Урала объем горнопроходческих работ в 5 раз выше, а содержание железа в 2,0 раза ниже, чем на месторождениях приведенных выше стран.

Под влиянием экономической реформы, при переходе к рыночным отношениям, в наше время при подземной добыче полезных ископаемых основной задачей горнорудных

предприятий является повышение эффективности добычи и переработки рудного сырья путем повышения его качества и ценности конечного реализуемого продукта.

Повышение эффективности горнорудного предприятия возможно не только за счет усовершенствования технологии разработки месторождений, комплексной механизации основных и вспомогательных процессов, повышения производительности труда, но и повышения качества рудной массы.

От качества исходной руды, поступающей на обогащение, зависят результаты переработки и эффективность горнорудного предприятия в целом. Известно, что в настоящее время в процессе обогащения полиметаллических руд безвозмездно теряется до 20 - 25 % основных полезных компонентов и еще большое количество драгоценных и редких металлов.

Особенностью горного производства является то, что качество полезного ископаемого не улучшается, а ухудшается. В эксплуатацию вовлекаются рудные тела сложной формы и сложного минерального состава. Многообразие природных типов руд требует различной технологии обогащения, при этом один тип руды отрицательно влияет на другой. При валовой добыче и обогащении руд идет засорение одного типа или сорта руды другим, при этом извлечение полезных компонентов из обогащаемой руды в концентраты (особенно цветных и редких металлов) снижается от 5 до 25% и более.

В результате безвозмездно на данном этапе теряется большое количество цветных и редких металлов, которые выбрасываются в хвосты обогащения и вымываются дождями.

Техногенные ресурсы земли огромны. Так, только на Урале, имеется 177 млн т хвостов обогащения медных и медно-цинковых руд, в которых содержится 475 тыс. т меди, 680 тыс. т цинка, 37,4 млн т серы. Первоочередными объектами здесь являются хвосты Бурибаевской, Красноуральской и Учалинской обогатительных фабрик в объеме 54,5 млн. т со средним содержанием 0,35 -0,48 % меди, 0,19-1,04 % цинка и 17-33% серы. В этом же регионе уже разведано более 90 млн. т медных шлаков, содержащих 350 тыс. т меди, 2180 тыс. т цинка, 300 тыс. т серы, более 7 т золота, около 150 т серебра, 28 тыс. т висмута и 8 тыс. т кадмия.

В России имеется 90 млн. т хвостов свинцово-цинковых фабрик, включающих 145 тыс. т свинца и 400 тыс. т цинка при среднем содержании соответственно 0,14-0,29 и 0,07-0,79%. Объем оловосодержащих хвостов переработки руд составляет 100 млн. т с запасами металла 81 тыс. т со средним содержанием олова 0,18 %.

При переобогащении хвостов дополнительное извлечение ценных компонентов часто не превышает 20 - 40 % их содержания в этом продукте. Дальнейшее превышение этих пределов извлечения связано с установлением минералогических и химических особенностей форм выраженности, разработкой селективной дезинтеграции сростков и направленным изменением технологических свойств.

Минеральные сростки в хвостах обогащения отличаются повышенной прочностью, и для разрушения предпочтительны мельницы высокой энергонапряженности - центробежные, вибрационные и др. Если не представляется возможным раскрыть сростки, то выделяют сравнительно бедный концентрат, который потом направляют на металлургический передел.

Усилие контрастности разделительных свойств обеспечивается применением энергетических воздействий - радиационных, электрохимических, механохимических, ультразвуковых. Последние эффективны также при снятии окисленных пленок сульфидов и реставрации поверхностных свойств. Кроме того, целесообразны методы гидрофобизации поверхности элементарной серой и другими сульфидизаторами.

Широкие перспективы кроются в использовании нетрадиционных методов переработки минерального сырья - выщелачиванием, сущность которого заключается в переводе твердого полезного ископаемого (металлов) в жидкое состояние - рассолы, и откачке их на поверхность.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Управление качеством продукции горного производства, Н.В. Гобов, Ф. Ф. Гусманов, В.В. Стряпунин, изд. УГГУ, 2005
2. Технология добычи полезных ископаемых с закладкой выработанного пространства, В.А. Осинцев, В. М. Беркович, М. С. Загарских, изд. УГГУ 2010

УДЕЛЬНОЕ ЭЛЕКТРИЧЕСКОЕ СОПРОТИВЛЕНИЕ ЦЕМЕНТНО-ПЕСЧАНЫХ РАСТВОРОВ, ИСПОЛЬЗУЕМЫХ В КАЧЕСТВЕ ЗАПОЛНИТЕЛЯ ЖЕЛЕЗОБЕТОННОЙ АНКЕРНОЙ КРЕПИ

Канков Е.В., Килин А.Ю. Васильева В. В.

Научный руководитель: Корнилков М.В., д-р техн. наук, профессор
Уральский государственный горный университет

Железобетонная анкерная крепь, применяемая для крепления подземных выработок на горнодобывающих предприятиях, в настоящее время является наиболее распространенной, в связи со своей относительно низкой стоимостью и достаточно высокой несущей способностью. Железобетонные анкера состоят из, как правило, металлического арматурного стержня и цементно-песчаного раствора, который заполняет пространство между стенками скважины (шпура) и арматурным стержнем. Качество цементно-песчаного раствора и степень заполнения им тела анкера определяют общую несущую способность анкерной крепи.

В статье [2] описана методика определения удельного электрического сопротивления (УЭС) бетонных цилиндрических образцов с соотношением цемент-песок (Ц:П) 1:1 и 1:2 и выполнено физическое моделирование образцов различной длины.

В рамках дальнейших исследований в этой области авторами были выполнены работы по изучению изменений УЭС с возрастом испытываемых образцов, а также влияние металлического арматурного стержня, введенного в макетный образец железобетонного анкера.

При измерении УЭС модели анкера с различными характеристиками бетона использовался опыт измерений удельного электрического сопротивления горных пород в постоянном электрическом поле. Наибольшее распространение получили двухэлектродный и четырехэлектродный методы. Общей проблемой всех методов измерений электрических свойств является согласование образца с измерительным устройством. Особое внимание следует обращать на измерительные электроды. При измерении УЭС требуется, чтобы переходное сопротивление между образцом и электродом было минимальным.

При выполнении исследований был использован четырехэлектродный метод.

Четырехэлектродный метод основан на измерении разности потенциалов между двумя точками образца или эквипотенциальными поверхностями, которые находятся между питающими электродами (рисунок 1). Он позволяет исключить приэлектродную поляризацию и измерять истинное удельное сопротивление образца. При этом методе используются образцы различной формы как в виде цилиндра, параллелепипеда, куба, так и в виде блока породы менее определенной формы. И в этом случае особое внимание должно уделяться достижению хорошего контакта электродов с образцом.

Для образцов, у которых торцовые поверхности не являются плоскими, хорошие результаты дает схема измерений УЭС, приведенная на рис. 2 б. Удельное электрическое сопротивление определяется по формуле:

$$УЭС = K_{уст} \cdot (\Delta U / I), \quad (1)$$

где, $K_{уст}$ – геометрический коэффициент установки, зависящий от расстояния между электродами питающей и приемной линий. Как правило питающие электроды принято обозначать как А и В, а приемные как М и N. Тогда коэффициент для симметричной четырехэлектродной будет вычисляться по формуле:

$$K_{уст} = \pi \cdot (AM \cdot AN) / MN \quad (2)$$

В нашем случае все измерения УЭС выполнялись с четырехэлектродной установкой у которой расстояния между соседними электродами составляли 1 см. ($AM = 1$, $AN = 2$, $MN = 1$). Таким образом, коэффициент такой установки в системе СИ составлял – 0.0628 м.

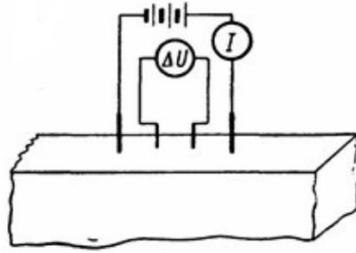


Рисунок 1 - Схема для измерения удельного электрического сопротивления четырехэлектродным методом для образцов, имеющих одну геометрически правильную поверхность (плоскость, цилиндр и т.д.): I – миллиамперметр (микроамперметр), ΔU – милливольтметр

В качестве испытываемых образцов были изготовлены 12 цилиндрических стержней \varnothing 45 мм, разделенных на четыре группы по три образца с разным соотношением Ц:П: 1:0, 1:1, 1:2 и 1:3, а также 8 цилиндрических стержней \varnothing 45 мм с введенным металлическим стержнем из арматуры класса АП \varnothing 13 мм. Для изготовления образцов использовался цемент ЦЕМ II/A-Ш 32,5Б (ГОСТ 31108-2003), мелкозернистый песок из отсевов дробления с $M_k=1,64$ и водопроводная вода.

Результаты исследований показали наличие зависимости между УЭС, возрастом образцов и соотношением Ц:П материала (см. рисунок 2). Однако на результаты измерений влияла способность образцов к активному водопоглощению, так как перед проведением измерений их необходимо было смачивать.

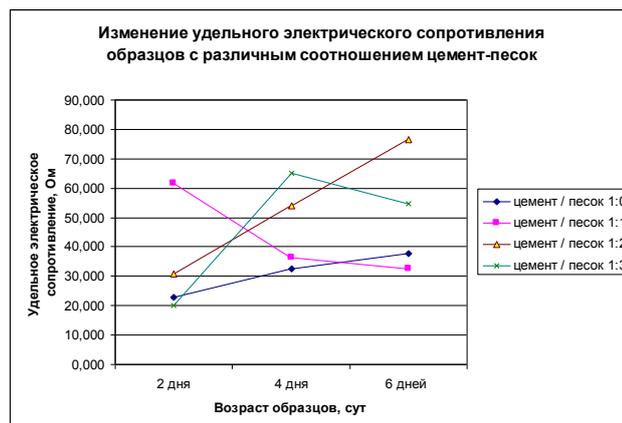


Рисунок 2 – Диаграмма изменений удельного электрического сопротивления образцов

Также наличие в образце металлического арматурного стержня приводило к увеличению УЭС образца в 1,5-2 раза. Природа данного увеличения УЭС образца не до конца ясна и будет являться предметом дальнейших исследований. В настоящее время ведется разработка детализированной методики проведения исследований с учетом результатов проведенных экспериментов.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. «Разработка технологии и опытного образца прибора электрометрического контроля качества установки анкерной железобетонной крепи» (договор №1116ГС/21740 от 15.04.2016). Отчет о выполнении НИОКР. Заключительный этап. Екатеринбург. 2017.
2. Мельников А. В., Петряев В. Е., Корнилков М. В., Боликов В. Е. Лабораторные исследования контроля качества железобетонных анкеров, установленных в скальном массиве // Проблемы недропользования: материалы II Всерос. молодеж. науч.-практ. конф. (12–15 февр. 2008 г.). Екатеринбург: УрО РАН, 2008. С. 171– 177.

УПРОЧНЕНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД ЭНЕРГИЕЙ ВЗРЫВА

Беркович В.М.¹, Максимов А.А.¹, Любавина В.А.²

¹Уральский государственный горный университет

²ПАО «Норильский никель»

При любом способе буровзрывной отбойки в глубину массива подкровельного слоя распространяются трещины, которые ослабляют устойчивость выработок подземного объекта и его надежное содержание на весь срок службы. Интенсивность трещинообразования (рис. 1.) зависит главным образом от свойств массива (степени трещиноватости, направления трещин, сил сцепления и коэффициента трения между отдельностями), числа и величины одновременно взрывааемых зарядов, числа ступеней замедления, схем взрывания и конструкции заряда. Для уменьшения трещинообразования при отбойке подкровельного слоя рекомендуется применять: заряды сравнительно малого диаметра; комбинированные заряды из ВВ различной мощности; контурное взрывание и др. В связи с этим возникла необходимость в разработке новых способов повышения устойчивости выработок обеспечивающих их надежное поддержание в период эксплуатации.

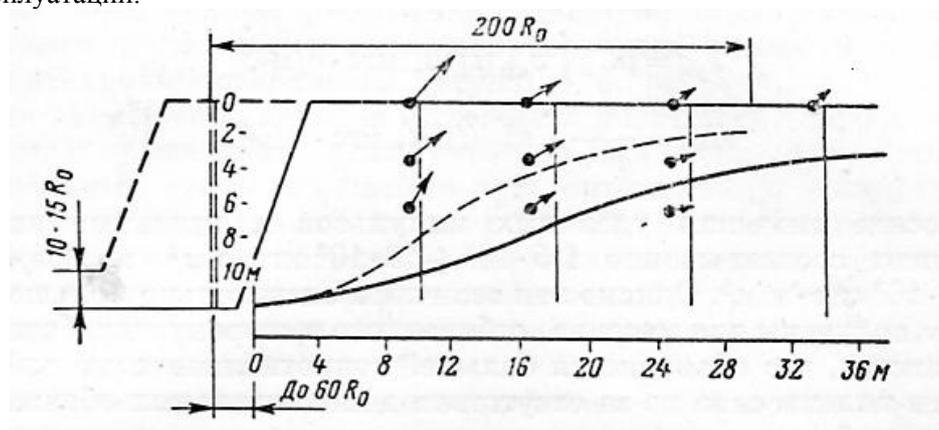
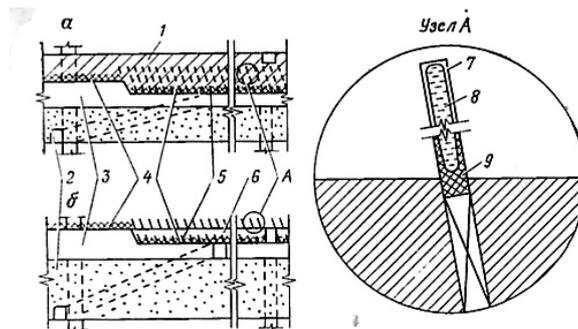


Рис. 1 - Схема распространения трещин в глубину массива (стрелки показывают величину и направление смещений)

В Норильском ГМК разработали взрывоинъекционный способ упрочнения пород приконтурного массива. Упрочнения горных пород при данном способе достигают за счет нагнетания в массив твердеющих составов на основе синтетических смол под давлением взрывных газов, образующихся при взрывании отбойных зарядов [1]. Использование энергии взрыва в целях упрочнения массива горных пород позволяет отказаться от дорогостоящих и, как показала практика, ненадежных высоконапорных установок для нагнетания вяжущих составов. Метод является наиболее энергосберегающим из всех существующих способов крепления и позволяет заполнить вяжущими составами не только естественные микротрещины, но и технологические, образованные в результате действия взрыва трещины.

Технологию работ, исключая указанные недостатки, разработали исследователи Норильского ГМК [3]. Ствол зарядного шнура бурят так, чтобы он заходил в зону укрепления горных пород (рис. 2.).



1- рудное тело, 2- закладочный массив, 3- очистное пространство, 4-упрочненный взрывоинъекцией массив, 5- отбойные шпур, 6- подкровельный слой, 7- перебур для размещения ампул со смолой, 8- ампула, 9- демпфирующая пробка

Рис. 2 - Схемы отработки основного (а) и подкровельного (б) слоев с укреплением кровли взрывоинъекцией.

Этот способ прошел лабораторные и опытно-промышленные испытания. В лабораторных условиях обрабатывалась модель, выполненная из силикатных блоков размером 250 x 120 x 50 мм, плотно притертых друг к другу. В блоках высверливали отверстие диаметром 12 мм, длиной 450 мм, пересекающее притертые грани блоков. Исследовали глубину проникновения состава в трещины между блоками и качество перемещения взрывом двухкомпонентного состава, окрашенного в разные цвета и помещенного в стеклянные пробирки (одна в другой). В качестве ВВ использовали порох, а укрепляющего состава – силикатный клей. Установлено, что состав проникал в трещины между блоками на глубину 8 – 15 диаметров отверстия. По степени окраски блоков составом можно было судить о равномерном его перемешивании взрывом. Ампулы после взрыва превращались в пылеватые частицы. Шпур, вскрывая трещины и расслоения массива, образуя единую систему. При этом происходит более эффективная сшивка и объемное сжатие упрочненных пород приконтурной зоны с одновременным их поджатием к устойчивой части массива. Вяжущий раствор, не имея другого выхода, дополнительно проникает в незаполненные микротрещины и поры. Исследования показали, что в непосредственной близости от контура выработки модуль деформации имеет малые значения, а по мере удаления от контура постепенно возрастает до его величины в ненарушенном массиве.

Таким образом, шахтные испытания взрывоинъекционного упрочнения подкровельной зоны горных выработок показали, что нагнетание укрепляющего вещества с использованием энергии взрыва является эффективным средством повышения устойчивости вмещающих горных пород.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Регламент технологических производственных процессов по возведению крепей на рудниках ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель». // РТПП – 043 – 2004.
2. Соколов Н.В., Радионов Ю.И. Опыт и перспективы взрывоинъекционного упрочнения горных пород клеевыми составами – Горный журнал, № 5, 1986, с. 27 – 29.
3. Рева В.Н., Абросимов В.М. О совершенствовании способов повышения устойчивости горных пород. – Шахтное строительство, 1983, № 8, с.9-11.
4. А.с. № 1231951 Российская Федерация. Зарядная скважина. // В.Х. Беркович и др., Заявка № 3768481/ 22-03 (074956), 1985. Публикация в открытой печати запрещена.
5. Кравченко Г.И. Распределение упругих свойств в массиве после инъекционного упрочнения пород. // Горный журнал, Изв. ВУЗов, 1979, № 9, с. 9-11.
6. Каранфилов Т.С. Определение величины радиуса закрепления грунтов при постоянном коэффициенте фильтрации. – Гидротехническое строительство, 1951, № 1, с. 51-54.

ЭФФЕКТИВНОСТЬ ВНЕДРЕНИЯ НОВЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ АВТОСАМОСВАЛОВ

Сандригайло И. Н., Арефьев С. А., Шлохин Д.А., Бабкина Д.С.
Уральский государственный горный университет

Основу парка транспортных машин многих крупных горнодобывающих предприятий России сегодня составляют автосамосвалы Белорусского автозавода БелАЗ-7513 грузоподъемностью 130 тонн. Погрузку горной массы в них осуществляют в большинстве случаев карьерные экскаваторы - механические лопаты ЭКГ-8И и ЭКГ-10, имеющие вместимость ковша 8 и 10 м³. В тоже время на ряде предприятий эти экскаваторы работают одновременно с машинами БелАЗ-7555 грузоподъемностью 55 тонн. В связи с этим представляет интерес оценка эффективности работы в комплексе с экскаваторами ЭКГ-10 автосамосвалов БелАЗ-7555 и БелАЗ-75131. Были проведены хронометражные наблюдения за работой автосамосвалов БелАЗ-75131 и БелАЗ-7555 в условиях крупного карьера. Определялась продолжительность транспортного цикла машины и отдельных элементов цикла. В связи с различной длительностью погрузки и рядом других факторов продолжительность транспортного цикла у автосамосвалов различных моделей будет различной (Рис. 1).

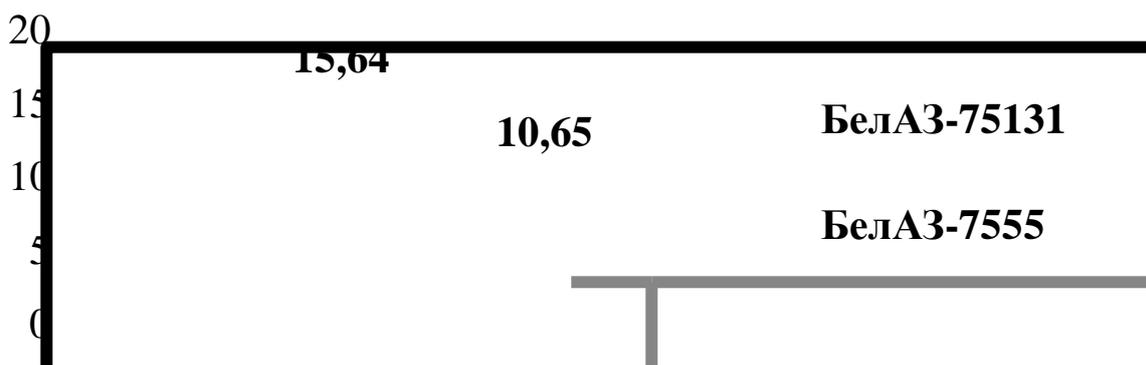


Рисунок 1 – Продолжительность транспортного цикла автосамосвалов, (минут)

При одинаковых условиях погрузки и транспортирования горной массы у БелАЗ-7555 большее количество рейсов в смену. Но сменная производительность самосвала БелАЗ-75131 выше, за счет большей грузоподъемности (Рис. 2).

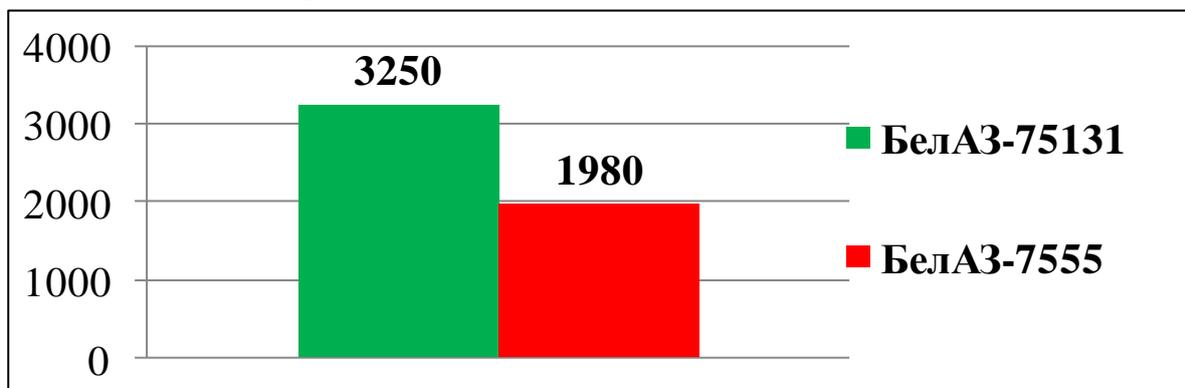


Рисунок 2 – Производительность различных моделей автосамосвалов, (тонн в смену)

Анализ показал, что для выполнения необходимого объема горных работ в карьере требуется приобретение значительно большего количества автосамосвалов БелАЗ-7555, чем БелАЗ-75131.

И хотя их цена ниже, в целом затраты на приобретение транспортных машин будут большими.

Был также выполнен анализ удельного расхода топлива у БелАЗ-7555 и БелАЗ-75131 осуществлявших перевозку полезного ископаемого и вскрышных пород в 2014 и 2015 годах (Рис. 3)

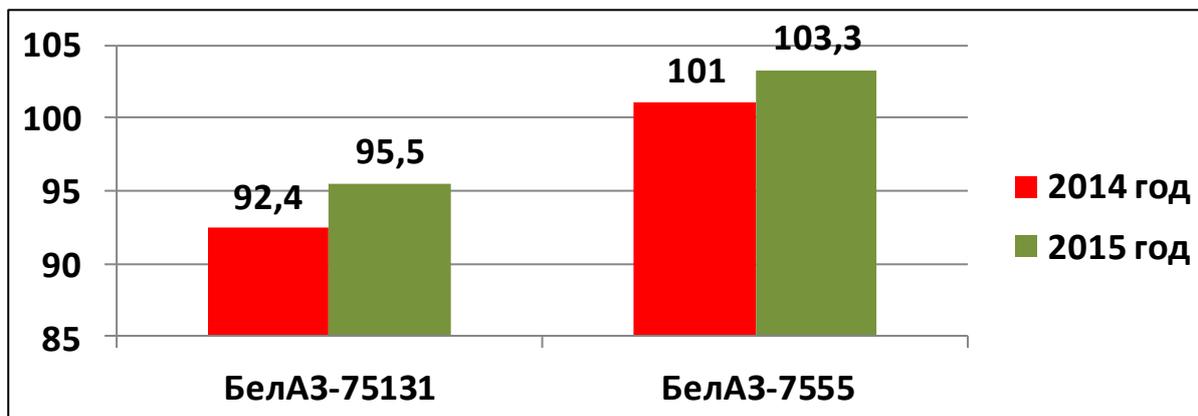


Рисунок 3 – Удельный расход топлива, (г/ткм)

Одновременно анализировалась ходимость шин у автосамосвалов различных моделей (Рис. 4).

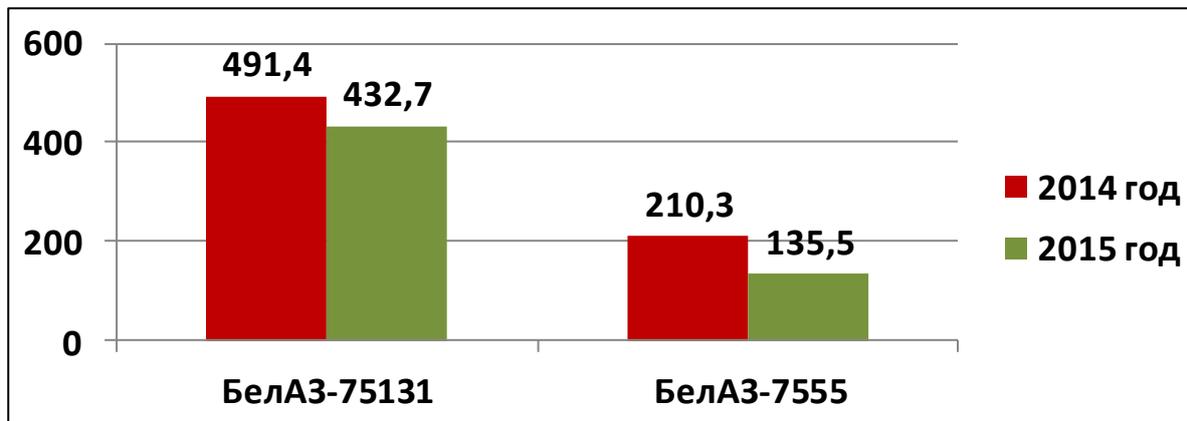


Рисунок 4 – Ходимость шин, (тыс. ткм/шт)

Как видно из рисунков, в 2014 и 2015 годах удельный расход топлива у технологических автосамосвалов БелАЗ-75131 был меньше, чем у БелАЗ-7555, а ходимость шин выше

В связи с тем, что количество автосамосвалов грузоподъемностью 130 тонн будет меньшим, при их использовании предприятию требуется меньше водителей и ремонтного персонала.

В результате проведенных исследований установлено, что при внедрении для перевозки полезного ископаемого и пород вскрыши в карьере автосамосвалов БелАЗ-75131, вместо БелАЗ-7555 появляется возможность снизить себестоимость транспортирования горной массы на 8%.

РАЗРАБОТКА НАРУШЕННЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Шикшеев Н.В., Вандышев А.М., Потапов В.В.
Уральский государственный горный университет

Совершенствование технологии разработки пластовых месторождений базируется на комплексной механизации и автоматизации производственных процессов, создании и применении новых типов очистных и проходческих механизированных комплексов, новых систем разработки.

При повышении рентабельности и экономической эффективности угольных шахт значительное внимание отводится концентрации горных работ, повышению нагрузки на очистные забои, уменьшению протяженности поддерживаемых горных выработок. Однако обеспечение высокой технологичности и безопасности всех процессов подземной разработки пластовых месторождений возможно лишь на базе изучения и управления состоянием массива горных пород в зонах влияния горных выработок и ведения горных работ.

Проблемы выбора и обоснования эффективных способов управления состоянием массива горных пород при подземной разработке пластовых месторождений относятся к одним из наиболее сложных и ответственных, поскольку должны обеспечить безопасную и эффективную выемку полезных ископаемых.

Расширение области применения механизированных комплексов на пологих и наклонных пластах приводит к необходимости внедрять их на нарушенных участках со значительными амплитудами смещения, переменными углами падения и непостоянной мощностью пластов. В эксплуатацию вовлекаются все более сложные по своему тектоническому строению выемочные участки, в результате чего объем шахтных полей, имеющих тектонические нарушения, ежегодно увеличивается [1].

Особенностью работы механизированного очистного забоя на нарушенных участках является существенное возрастание времени, затрачиваемого на вспомогательные процессы, связанные с управлением состоянием пород кровли и не совмещенные с работой выемочной машины. При этом отмечается как снижение интенсивности добычи угля, так и возрастание общих потерь добычи при отработке нарушенных участков. Основная особенность функционирования рассматриваемой технологии отработки нарушенных участков с упрочнением массива заключается в максимальном совмещении во времени работ непосредственно по добыче и работ по упрочнению массива. Эта цель может быть достигнута при условии выполнения цикла работ по химическому упрочнению в ремонтную смену.

Принципиальная технологическая схема отработки нарушенных участков с упрочнением массива представлена на рис.1.

С учетом применения рассматриваемой технологии (пологие угольные пласты средней мощности), плановые нагрузки на очистной забой должны составлять от 3 до 7 тыс.т/сут., что соответствует подвиганию очистного забоя от 5 до 12 м/сут., Исходя из возможностей технологии химического упрочнения массива рациональная длина шпуров, как правило, не превышает 3 метра. Этот параметр ограничен также требованием нахождения зоны обработки позади зоны максимума опорного давления. В противном случае будет затруднен процесс бурения и нагнетания, а также массив снова будет разрушен при проходе волны опорного давления через обработанную зону. Следовательно, для того чтобы обработать горный массив в ремонтную смену на величину суточного подвигания лавы ($L_{оч.сут.}$), необходимо выполнить следующие условия:

$$r_{оп} \geq L_{оч.сут.}$$

На практике для рассматриваемых условий $r_{оп}$ равно 3-4 метра, поэтому не существует даже теоретической возможности перейти нарушенный участок без снижения нагрузки на очистной забой. Поэтому химическое упрочнение горного массива следует производить во времени, совмещенном с плановыми перерывами в работе очистного забоя (см. рис.1.).

Время на химическое упрочнение массива ($T_{обр, мин}$) определяется по формуле:

$$T_{обр} = t_{бур} N_{шп} + t_{герм} N_{шп} + t_{под} N_{шп} + t_{наг} N_{шп} + T_{отв}, \quad (1)$$

где $t_{бур}$, $t_{герм}$, $t_{под}$, $t_{наг}$ – соответственно, время, затрачиваемое на бурение, герметизацию, подключение к магистрали, нагнетание смолы в один шпур, мин;

$N_{шп}$ – необходимое количество шпуров в забое;

$T_{отв}$ – время отвердевания смолы в последнем шпуре.

Снижение общих потерь добычи угля при переходе очистным забоем нарушенного участка пласта достигается за счет рационального сочетания потерь производительности очистного забоя и времени работы лавы на нарушенном участке.

Анализ отечественного [2,3] и зарубежного опыта работ по химическому упрочнению пород показал, что наиболее приемлемым составом являются двухкомпонентная система «Беведол-Беведан» на основе полиуретановых смол и органоминеральные смолы «Вилкит-Е», «Геофлекс» фирмы «КарбоТех Фосрок ГмБХ» (Германия).

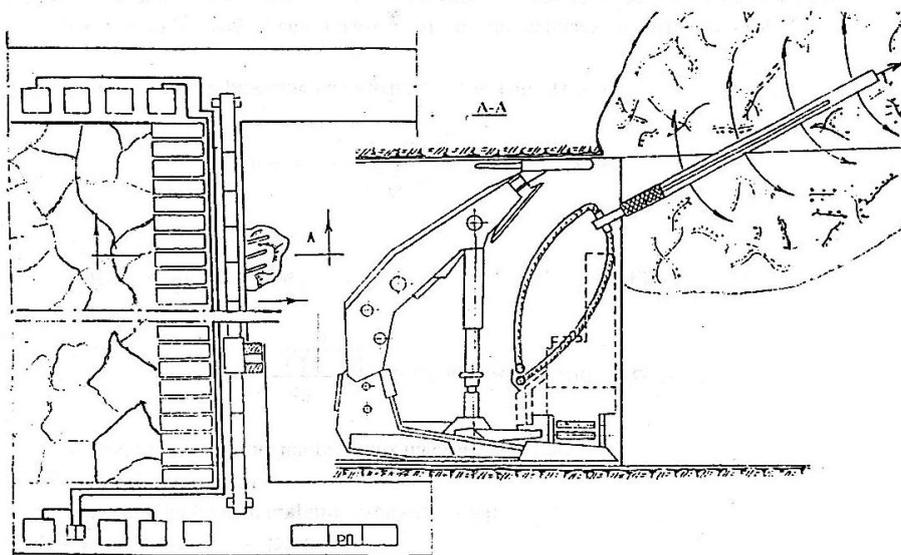


Рисунок. 1 - Технологическая схема обработки нарушенных участков с упрочнением массива

Применение полиуретановых смол характеризуется меньшим расходом компонентов за счет вспенивания в 5-6 раз. Однако увеличение смолы в объеме приводит к повышению трещиноватости упрочняемого угольного массива и, как следствие, разрушению призабойной части пласта. В отличие от полиуретановых смол, органоминеральные смолы «Вилкит-Е», «Геофлекс» после реакции компонентов не увеличиваются в объеме, равномерно пропитывают угольный массив и характеризуются более высокой прочностью в конечном состоянии [3]. Рассматриваемая организация работ по упрочнению позволяет улучшить состояние призабойной части пласта, ликвидировать вывалы верхней пачки угля и пород непосредственной кровли и прежде всего, повысить безопасность и эффективность работ по выемке нарушенных угольных пластов.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Киржнер Ф.М. Оптимизация технологии выемки нарушенных угольных пластов. – Новосибирск: Наука. Сибирское отделение, 1989. – 80 с.
2. Вандышев А.М., Феклистов Ю.Г., Аксенов А.А. Подземная разработка месторождений полезных ископаемых. Разработка нарушенных угольных пластов: Учебное пособие. – Екатеринбург: Изд-во УГГГА, 2002. – 94 с.
3. Шундулиди И.А., Чубриков А.В. Управление состоянием нарушенного угольного массива при помощи органоминеральной смолы WILKIT-E// Уголь, 2003. - №5.

АНАЛИЗ ДОПУСТИМОЙ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ В ЗАВИСИМОСТИ ОТ МЕТАНООБИЛЬНОСТИ

Сидорук М.Р., Важенин Л. А.
Уральский государственный горный университет

В настоящее время тенденция добычи угля подземным способом такова, что с каждым годом значительно возрастает глубина отработки угольных пластов. При этом с глубиной также увеличивается и выделение метана из разрабатываемых пластов, которое ограничивает нагрузку на очистной забой, что прослеживается при теоретическом анализе данной проблемы.

Количество воздуха, проходящего через очистной забой Q_B , м, вычисляется по формуле:

$$Q_B = FV, \quad (1)$$

где F – площадь поперечного сечения очистного забоя, м²;

V – скорость движения воздуха, м/с.

Правилами безопасности регламентируется скорость движения воздуха в очистных и подготовительных выработках не должна превышать 4 м/с.

Согласно правилам безопасности, содержание метана в очистном забое и на исходящей из него струе не должно превышать 1%. Следовательно, объем предельно допустимого выделения метана в очистной забой Q_{CH_4} , м³/мин, определяется:

$$Q_{CH_4} = \frac{60Q_B}{100}, \quad (2)$$

Допустимая производительность очистного забоя A_{max} , т/сутки, можно определить:

$$A = \frac{1440Q_{CH_4}}{q_{oz}}, \quad (3)$$

где q_{oz} – относительная метанообильность, м³/т.

Результаты расчетов допустимой производительности очистного забоя при принятых площадях его поперечного сечения приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Допустимая производительность очистного забоя

Относительная метанообильность, м ³ /т	Площадь поперечного сечения очистного забоя, м ²				
	3	6	9	12	15
1	10368	20736	31104	41472	51840
2	5184	10368	15552	20736	25920
3	3456	6912	10368	13824	17280
4	2592	5184	7776	10368	12960
5	2074	4147	6221	8294	10368
6	1728	3456	5184	6912	8640
7	1481	2962	4443	5925	7406
8	1296	2592	3888	5184	6480
9	1152	2304	3456	4608	5760
10	1037	2074	3110	4147	5184
11	943	1885	2828	3770	4713
12	864	1728	2592	3456	4320
13	798	1595	2393	3190	3988
14	741	1481	2222	2962	3703
15	691	1382	2074	2765	3456
16	648	1296	1944	2592	3240
17	610	1220	1830	2440	3049
18	576	1152	1728	2304	2880
19	546	1091	1637	2183	2728
20	518	1037	1555	2074	2592

По результатам расчетов видно, что при высокой метанообильности допустимая производительность очистного забоя сильно ограничена (на рисунке 1 прослеживается падение производительности при повышении метанообильности).

Увеличить нагрузку на забой можно, применив дегазацию пластов, что повысит ее в среднем в 1,5 раза. Однако этого может быть недостаточно для выхода очистного забоя на современную производительность (в таблице 1 граница выделена толстой линией).

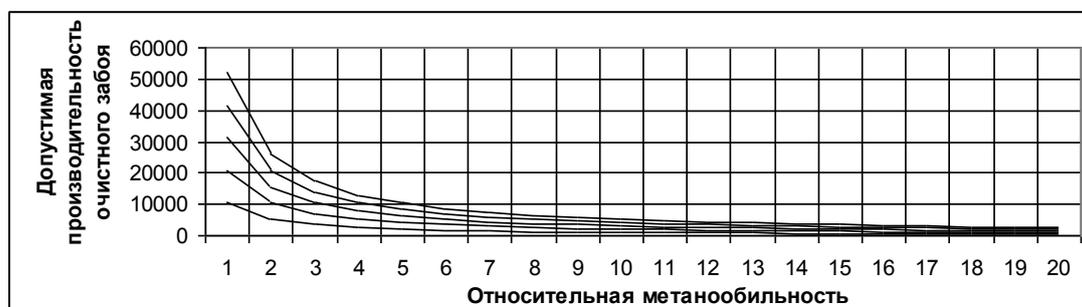


Рисунок 1 – Допустимая производительность очистного забоя

Если после дегазации объем добычи угля низкий, что может привести к нерентабельности шахты, возможно применение выемки угля без постоянного присутствия рабочих непосредственно в очистном забое. Современные добычные комплексы предоставляют возможность дистанционного управления ими.

1) Применение безлюдной выемки, способствующей снижению затрат на вентиляцию и дегазацию. Главный фактор данного способа – работа в метановой среде при содержании метана выше верхнего концентрационного предела его взрываемости, равного 15%. При этом данная среда непригодна для дыхания, что требует использование дыхательных аппаратов при ведении определенных работ в очистном забое, таких как наладка, ревизия и т.д.

2) Увеличение скорости движения воздуха в очистном забое до 6 м/с при безлюдной выемке, однако при этом повышается запыленность призабойного пространства. Уменьшить пылеобразование позволит установка секций форсунок вдоль лавы для орошения водой.

В ряде случаев, когда пласт залегают глубоко, что сопровождается высокой метанообильностью, или имеет сложные горно-геологические условия залегания, есть возможность применения принципиально другой технологии использования угля:

1) Переход к подземной газификации. Суть этого метода – превращение угля в горючий газ с последующим его применением в качестве топливно-энергетического ресурса. С поверхности земли до угольного пласта бурятся скважины, проводится газификационный канал, пласт поджигается и подается дутье, после чего уголь превращается в горючую газовую смесь и выдается на поверхность. Плюсы данного способа: низкие затраты на проведение транспортных каналов, отсутствие необходимости присутствия рабочих в зоне непосредственной добычи, разработка пластов со сложным геологическим строением.

2) Отказ от добычи угля при большой глубине его залегания и высокой газоносности, когда метан можно рассматривать как самостоятельное полезное ископаемое. Наличие передовых технологий и большие запасы метана в угольных бассейнах обуславливают его добычу в промышленных масштабах.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Г-Д. Шиллинг, Б. Бонн, У. Краус. Газификация угля – М.: Недра, 1986.
2. Методические основы определения предельной нагрузки на очистной забой по газовому фактору на шахтах Карагандинского бассейна. URL: <https://articlekz.com/article/5362>. Дата обращения: 14.03.2017
3. Способ создания в угольной шахте искусственной атмосферы. URL: <http://www.findpatent.ru/patent/218/2189448.html>. Дата обращения: 16.03.2017

АНАЛИЗ СТОЙКОСТИ ШАРОШЕЧНЫХ ДОЛОТ

Мартынов Н. В.¹, Ильбульдин Д. Х.², Филиппов А. М.², Буднев А. Б.¹

¹Уральский государственный горный университет»,

² Институт «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА» (ПАО)

Основной объём буровых работ при разработке месторождений выполняется шарошечными станками. В себестоимости бурения значительная доля затрат приходится на шарошечные долота. В целом по горным работам доля затрат на долота достигает 2 % и более.

Стойкость шарошечных долот определяется следующими факторами [1]: качеством шарошечного долота, соответствием выбранного типа долота горно-геологическим условиям бурения, свойствами пород (крепостью, категорией по буримости, трещиноватостью и др.), режимами бурения и параметрами (техническими характеристиками) станка.

Изготовление шарошечных долот на отечественных заводах регламентируются ГОСТ 20692-2003. Маркировка долот указывает на: а) рекомендуемую область применения: для мягких (М), средней твердости (С), средней твердости абразивных (СЗ), твердых (Т), абразивных твердых (ТЗ), твердых абразивных с пропластками (ТКЗ), крепких (К) и очень крепких (ОК). Для выпускаемых долот заводом-изготовителем указывается рекомендуемые режимы бурения – диапазоны нагрузок и скорость вращения долота.

Широкая гамма долот (31 по размерам, 36 по типам) выпускается НПП «Буринтех» (г. Уфа) на базе купленного в США завода. Самую широкую гамму типов (20–22) имеют долота размерами (в мм) 215,9, 219,1, 222,3, 311,2 мм. Долота маркируются по применяемым опциям: а) основное вооружение (коническая и сферическая форма зуба, оснащение зубками из особо прочного твердого сплава); б) дополнительные калибрующие ряды зубков; в) армирование козырька и спинки лапы. Для наклонного бурения с допустимой нагрузкой на долото свыше 7 т на 100 мм диаметра предназначены долота серии «Z».

Анализ данных по применению и испытанию шарошечных долот на различных карьерах свидетельствует о высокой вариативности их стойкости в зависимости от марки долот, горнотехнических условий бурения и фирмы-изготовителя. Так по отчетным данным Северного карьера Качканарского ГОКа диапазон изменения стойкости долот составляет от 125 м (215,9 ОК-ПВ на породах XIX категории буримости) до 556 м (250,8 ТКЗ-ПГВ на породах XVI категории). Испытания долот Sandvik 70 QX2 251 мм на породах XVII категории показали стойкость в диапазоне 1126 – 1523 м [2].

Большое внимание выбору типа долот уделяется на карьерах ПАО «АЛРОСА». На карьерах Компании неоднократно проводились испытания и сравнительный анализ использования импортных и отечественных шарошечных долот различных фирм и конструкций (таблицы 1, 2).

Таблица 1 – Показатели испытания шарошечных долот в 1999 г.

Показатели	Импортные долота		Отечественные долота	
	МАГ*	ВН-50**	ТПВ*	ТПВ**
Проходка одним долотом, м	6807	4063	630	317
Категория буримости	9–10	13–14	9–10	13–14
Осевое усилие, т	5–10	5–10	10–25	10–25
Скорость вращения долота, об/мин	70–90	70–90	80–120	80–120
Стоимость долота, руб.	86119	86119	4266,4	4726
Стоимость бурения, руб/м	12,7	21,2	6,8	14,9

*Карьер «Удачный»; ** Карьер «Юбилейный»

За анализируемый период стойкость отечественных долот существенно возросла, однако, в связи с непропорциональным ростом цен, их доля в стоимости бурения стала выше, нежели при использовании долот ЗАО «Атлас Копко». Режимы бурения (давление и скорость

вращения) импортными и отечественными долотами стали близкими по параметрам. По результатам испытаний 2013 г. отмечалась важность «обкатки» нового долота при уменьшенных режимах бурения.

Таблица 2 – Показатели испытания шарошечных долот в 2013 г. (карьер «Нюрбинский»)

Показатели	215,9 МЗ-ПГВ ОАО «Волгабурмаш»	215,9 SA-635 ООО «Стронг Майнере»	216 F5 ЗАО «Атлас Копко»
Проходка на долото, м	3917	3163	11388
Коэффициент крепости	4–6	5–6	5–7
Давление на долото, атм.	100–150	100–150	90–110
Скорость вращения долота, об/мин	90–110	90–150	90–110
Цена, руб.	66146	70000	79296
Стоимость проходки 1 пог. м, руб.	16,89	22,13	6,96

В 2015–2016 гг. исследовались режимы, скорость бурения и стойкость долот на станке Pit Viper – 235, оснащённым комплексом «Blast Maker». Фиксировались параметры: нагрузка и скорость вращения долота, давление воздуха, крутящий момент, скорость бурения. Замеры проводились в течение трех зимних месяцев. Обуривались породы плотностью 2,41–2,93 т/м³, крепостью по шкале М. М. Протодяконова от 5 до 13, буримостью (по ЕНВ 1984 г.) от VIII до XVII категорий.

В установившихся режимах скорость бурения 1 м скважины изменялась в диапазоне 1,2–2,5 мин, скорость вращения долота 110–120 об/мин. В более широком диапазоне изменялось усилие на долото (от 100 до 230 кН), не выходя за пределы допустимых, а также давление воздуха и величина крутящего момента. Четкой зависимости стойкости долот от изменения перечисленных факторов не установлено. Высокая степень взаимосвязи (коэффициент корреляции 0,88 и более) существует между стойкостью долот и показателем буримости пород (рисунок 1), что свидетельствует о важности выбора конструктивного исполнения долота условиям бурения. Эта зависимость характерна для всех типов отечественных долот. Высокая степень зависимости стойкости долот от показателей буримости подтверждена и расчетным путём [3], особенно для пород с показателем выше X категории буримости.

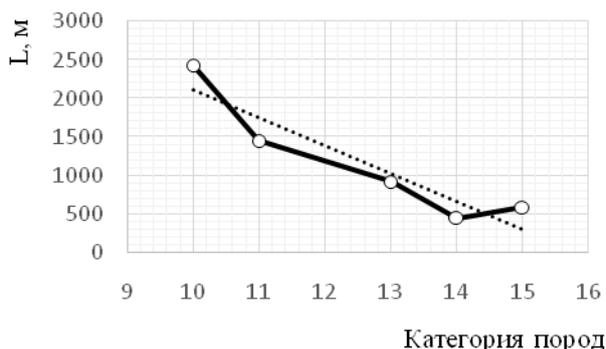


Рисунок 1 – Изменение стойкости (L) долота в зависимости от категории пород по буримости

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Боярских Г.А., Симисинов Д.И. Сравнительная оценка эффективности упрочнения элементов опоры шарошечных долот // Известия вузов. Горный журнал, № 5, 2002. – С. 65-72.
2. Захаров А. М. Опыт применения шарошечных долот SANDVIK RR440 с герметизированными опорными подшипниками на станке PV275 в условиях Северного карьера ОАО «ЕВРАЗ-КГОК» // Технология и безопасность взрывных работ: материалы научно-технической конференции «Развитие ресурсосберегающих технологий во взрывном деле». – г. Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2012. – С. 14-16.
3. Шигин А. О., Шигина А. А. Прогнозируемый ресурс шарошечных долот при бурении сложноструктурных горных массивов // Вестник ИрГТУ, № 1 (84), 2014. – С. 28-33.

TUNNEL MEASUREMENT SYSTEM

Гузеев И.А., Голубко Б.П.
Уральский государственный горный университет

Технологии строительства тоннелей постоянно развиваются для достижения лучшей производительности. Последние разработки помогают туннельным проектам успешно справляться с инженерными и коммерческими условиями. Уровень развития машин, плотные сроки и бюджетные ограничения - главные требования к процессу туннелирования и всех участвующих сторон. Бесперебойное строительство является ключом к успеху реализации проекта.

Система TMS, благодаря автоматизации, позволяет уменьшить погрешность проведения горных работ, значительно увеличить скорость и производительность, а также оптимизировать процесс в целом, что гарантированно снизит себестоимость увеличит качество строительства и повысит безопасность производства.

Данная технология использует высокотехнологичное измерительное оборудование Leica Geosystems и мощный пакет программного обеспечения TMS швейцарской компании Amberg Technologies и предназначена для геодезического обеспечения подземного строительства. Она находит применение при строительстве и реконструкции гидроэлектростанций, метро, тоннелей, бункеров и др. подземных объектов, а также при выполнении различных работ в горной промышленности.

Система состоит из следующих компонентов:

- Программного обеспечения TMS, пакеты: TMS Setout, TMS Profile, TMS TunnelScan;
- Электронных тахеометров LEICA TPS1200+; TS30;
- Лазерных сканеров LEICA HDS4500/6000/6100, AMBERG Profiler5003, Z+F IMAGER5003/6(i).

TMS использует модульную концепцию построения ПО, что дает возможность пользователю приобретать только необходимые для его задач модули и оборудование с возможностью в дальнейшем приобрести дополнительные модули.

TMS Setout помогает в разбивке точек бурения шпуров, разбивке контуров забоя, размещения арочной крепи и т.п.

TMS ProScan позволяет измерять в автоматическом режиме параллельные, вертикальные и горизонтальные полярные профили, сканирование поверхности.

Модуль последующей обработки TMS ProFit включает мощные функции и гибкие параметры настройки, позволяющие получать обработку измерений профилей в строгом соответствии с необходимыми потребностями.

Приложение TMS TunnelScan производит следующий анализ тоннеля: полный контроль профиля тоннеля, подробное определение всех областей недобора/перебора породы, определение толщины, площади и объемов слоев, детальная проверка качества.

Данная система широко и успешно применяется во всем мире, в том числе и в России. Знаковыми примерами могут служить Готардский базисный тоннель — самый протяженный тоннель в мире (57 км), соединяющий Швейцарию и Италию, и крупнейший железорудный рудник Кируна в Швеции. Этот рудник находится в эксплуатации более 100 лет. На нем добыто около 950 млн тонн железной руды. Длина рудного тела составляет 4 км, мощность — 80 м. Глубина залегания рудного тела — 2 км, а общая протяженность выработок на 10 горизонтах составляет 400 км.

В России с помощью системы TMS было построено и сконструировано множество тоннелей на Транссибе, БАМе, Кавказе и в других регионах. Первой в нашей стране ее стала применять компания «Норильский никель» для съемки очистных лент. Система TMS использовалась при сооружении тоннелей совмещенной (автомобильной и железной) скоростной дороги Адлер — «Альпика Сервис», которая была запущена в эксплуатацию к

зимним Олимпийским играм 2014 г. Всего построено 6 тоннельных комплексов общей протяженностью 29,4 км.

Доводы в пользу использования системы TMS:

Передовые технологические решения

- Одна многоцелевая базовая станция;
- Простая обработка и использование;
- Ориентированные на практическое применение, полностью автоматизированные 2х и 3х-мерные измерения;
- Мощная автоматическая разметка сложных форм;
- Встроенная обработка на месте в графической / цифровой форме;
- Мощная, автоматизированная последующая обработка;
- Специализированные графические и цифровые функции вывода.

Экономическая целесообразность

- Высокая производительность;
- Уменьшение себестоимости за счет сокращения затрат на персонал, объемов земляных работ и бетонирования;
- Повышенная степень безопасности;
- Убедительные факты для составления счетов строительства;
- Всесторонний контроль качества.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Система геодезического обеспечения подземного строительства (тоннелей) - http://www.gfk-leica.ru/tehnologii/sistema_geodezicheskogo_obespecheniia_podzemnogo_stroitelstv/
2. Система геодезического обеспечения подземного строительства (тоннелей) - <http://www.leica-gfk.ru/tms/index.htm>
3. Комплексные технологии геодезического обеспечения строительства и эксплуатации туннелей и железных дорог от Leica Geosystems и Amberg Meastechnik - <http://www.gisa.ru/14487.html>
4. Пример оформления статьи - <http://science.ursmu.ru/upload/doc/2017/02/21/geotehnologii.pdf>
5. Бурцев А.В. Инновационные технологии для автоматизации маркшейдерских работ при строительстве подземных сооружений. Геопрофи 2011, 6, 26-29

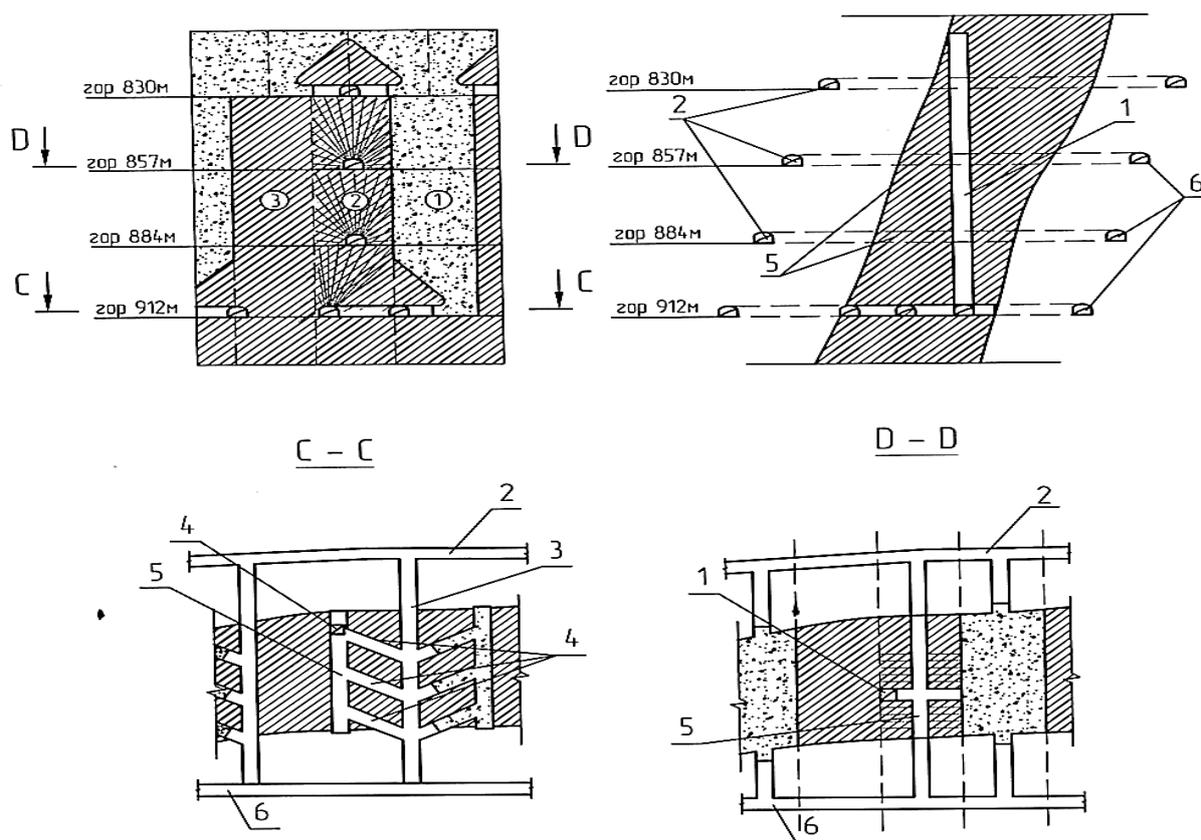
МОДЕРНИЗАЦИЯ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ НА ГЛУБОКИХ ГОРИЗОНТАХ ГАЙСКОГО ГОКА

Пундик Е.О., Беркович В.М.

Научный руководитель Беркович В. М., доцент, к.т.н.

Уральский государственный горный университет

В настоящее время горные работы на Гайском подземном руднике уже достигли глубины более 800 метров. С увеличением глубины горных работ происходит ухудшение горнотехнических и геомеханических условий. В то же время проектные технические и технологические решения, регламентирующие организацию очистных и закладочных работ, конструкцию системы разработки и ее параметры, требования к прочности закладочных массивов, срокам достижения нормативной прочности остались на уровне 20-летней давности, когда условия отработки месторождения были более благоприятны. Подземные горные работы на руднике ведутся в этажах 590-670, 670-750, 750-830 этажно-камерной системой отработки с твердеющей закладкой и применением самоходного оборудования. Порядок отработки камер принят камерно-целиковый - по схеме 1-2-1-3-1. Ширина камер - 20 м. Высота камер - равна высоте этажа 80 м. Длина камер - как правило, равна мощности рудного тела. Камеры располагают вкрест простирания рудной залежи (рис.1). [1]



1 – отрезной восстающий; 2 – полевой штрек висячего бока; 3 – доставочный орт; 4 – погрузочные заезды; 5 – буровой орт; 6 – полевой штрек лежачего бока.

Рисунок 1 - Система разработки с камерной выемкой закладкой

Запасы обрабатываемых камер довольно значительны - от 200 до 400 и более тыс. тонн. Средняя производительность камеры на стадии очистных работ (по отгрузке руды) составляет 23 тыс. тонн в месяц. Время отработки камер при этом занимает продолжительный период времени и может составлять более одного года. В таких условиях в ряде камер происходили обрушения закладочного массива вышерасположенных камер и пород висячего бока в очистное пространство. [2]

Исследования, проведенные специалистами лаборатории Геотехнологии института «Уралмеханобр» показали, что на тот момент более половины камер (64,5%) на Гайском подземном руднике перед закладочными работами были частично или полностью заполнены обрушившейся горной массой (породами и закладочным материалом), что не позволяет создать качественный закладочный массив, а также осложняет отработку рядом расположенных и нижележащих камер. При этом решающую роль играло время стояния этих камер незаложенными. При значительном (до 14 и более месяцев) времени стояния пород висячего бока неподбученными закладкой, общая высота свода обрушения в ряде камер увеличивалась до 28 метров. В этом случае в процесс обрушения вовлекались не только приконтактные ослабленные, но и основные породы. [1,2]

Мы предлагаем перейти от этажно-камерной системы разработки к подэтажно-камерной системе с последующей закладкой.

Для отработки запасов руды в нижнем ярусе предлагается очистные работы вести по простиранию рудной залежи и применить несколько вариантов сплошной одностадийной системы разработки с закладкой и отбойкой руды на зажатую среду. Сущность вариантов системы (рис. 3 и 4) заключается в последовательной отработке слоев руды на зажатую среду, выпуске отбитой руды с противоположной стороны, из-под искусственного массива и закладке образовавшейся пустоты твердеющим материалом, причем закладка подается на временно замагазинированную руду.

Для решения проблемы отставания закладочных работ от очистных предлагается на Гайском подземном руднике построить подземный закладочный комплекс с добычей инертного материала в подземных условиях с одновременной утилизацией шахтной породы попутно добываемой на горизонтах на всех этажах подземного рудника. [4]

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Дик Ю.А. др. Практика опытно-промышленных испытаний технологий разработки рудных месторождений. – Екатеринбург: Изд-во Урал. Ун-та, 2014. – с.238.
2. Техничко-экономического обоснования ОАО «Гайский ГОК». - «Вскрытие и разработка гор. 830-1310 м подземного рудника». - том 1. Общая пояснительная записка. - ОАО "Уралмеханобр" , Екатеринбург, 2005 г., 229 с.
3. Совершенствование методов подземной разработки Зырянского месторождения. – ИГД АН Казахской ССР, Алма – Ата, 1975, 383 с.
4. Проект «Подземный закладочный комплекс на шахте № 15-15бис ООО «Севералбокситруда», Науч. рук. Беркович В.Х. - УНИПРОМЕДЬ, Свердловск, 1988.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ВЗРЫВНОЙ ОТБОЙКИ КВАРЦЕВОЙ РУДЫ

Рожков А.А.

ФГБУН Институт горного дела УрО РАН

Кыштымское месторождение гранулированного кварца является единственным разрабатываемым в России источником сырья, пригодного для производства высокочистых кварцевых концентратов. Данные концентраты имеют важнейшее значение для высокотехнологичных отраслей промышленности: электронной, оптической, светотехнической, nanoиндустрии, солнечной энергетики и др. [1]. В связи с ограниченностью запасов данного месторождения весьма важно их рациональное использование. Технология отработки, применяемая в настоящее время, характеризуется высокими эксплуатационными потерями балансовых запасов (до 30%) в неизвлекаемых междукамерных целиках и на почве камеры. Кроме того, до 16-20% теряется в результате переизмельчения руды при взрывной отбойке (некондиционная фракция кварца -20 мм). Данная фракция не поддается дальнейшей переработке в силу технологических особенностей процесса обогащения кварцевой руды. Соответственно сокращается сырьевая база предприятия и срок эксплуатации месторождения.

Кварц жилы №175 Кыштымского месторождения имеет мелкозернистую структуру, в основном представлен отдельными гранулами размером 1-2 мм и склонен к переизмельчению при взрывной отбойке. Существующая система разработки, применяемое буровое оборудование, ВВ, способ их зарядки и конструкция зарядов сводят возможность совершенствования технологии к минимуму. Отбойка кварца в камерах осуществляется послыбно, веерами скважинных зарядов диаметром 105 мм. ЛНС и расстояние между концами скважин – 2,5 м. Буровые выработки располагаются в рудном теле вкрест простирания. Для снижения выхода мелочи используются рассредоточенные глиняными промежутками заряды патронированного ВВ. Зарядка скважин производится вручную. Удельный расход ВВ составляет 0,9 кг/м³ отбитой руды. Каждый скважинный заряд взрывается с замедлением на образованную взрывом предыдущего заряда воронку, т.е. практически отбойка осуществляется одиночными зарядами. Такой способ взрывания трудоемок и применим только при небольшой длине скважин до 8-10 м (рис. 1а).

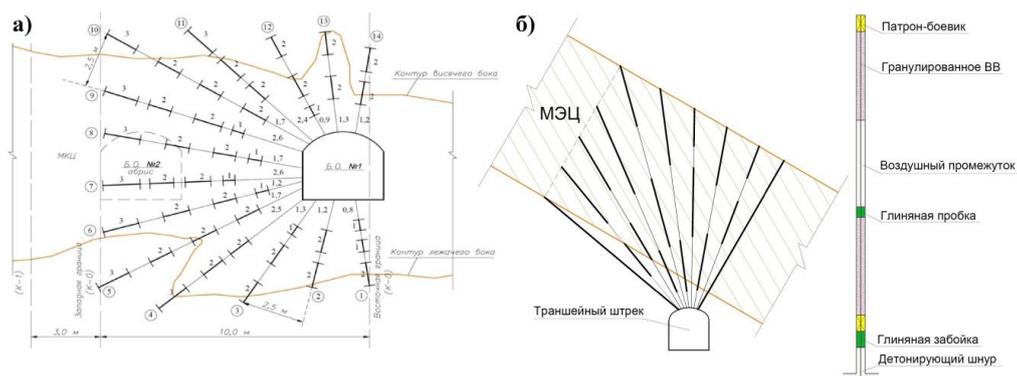
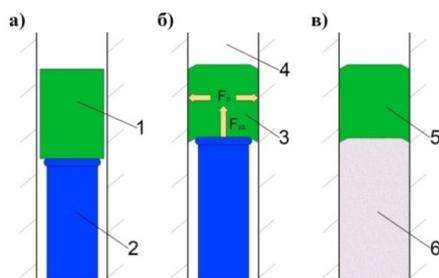


Рисунок 1 – Схемы отбойки: а) существующая; б) предлагаемая

При новой предлагаемой технологии предусматривается расположение буровой выработки во вмещающих породах лежачего бока по простиранию рудного тела (рис. 1б), что позволяет снизить объем ПНР, избежать потерь кварца при проходке и отказаться от неизвлекаемых междукамерных целиков [2]. Снижение трудоемкости достигается переходом к использованию гранулированного ВВ и механизацией процесса его зарядки. Для снижения удельного расхода ВВ была разработана и опробована конструкция рассредоточенных зарядов с воздушными промежутками без инертного заполнителя. В специализированной литературе

ранее не встречалось описание данного метода формирования рассредоточенного воздушными промежутками заряда гранулированного ВВ в восходящих глубоких скважинах малого диаметра. Формирование заряда осуществлялось следующим образом: после подачи первого заряда ВВ заданной длины, зарядным шлангом в скважину вводилась влажная глиняная пробка длиной 10-15 см (рис. 2а) на расстояние, обеспечивающее образование воздушного промежутка после первого заряда ВВ, после чего она фиксировалась на необходимой глубине легкими ударами шланга. Мягкий материал легко расклинивался и надежно удерживался на своем месте (рис. 2б). После этого производилось зарядание следующего заряда ВВ (рис. 2в).



1 – глиняная пробка; 2 – зарядный шланг; 3 – деформируемая пробка; 4 – формируемый воздушный промежуток; 5 – расклиненная пробка; 6 – заряд гранулированного ВВ

Рисунок 2 – Процесс формирования воздушного промежутка в скважине

Было проведено 7 экспериментальных взрывов с различным удельным расходом ВВ, ЛНС 1,8-3,5 м и расстоянием между концами скважин 2,2-3,2 м. В результате была установлена экспериментальная зависимость выхода фракций кварца от удельного расхода ВВ (рис. 3).

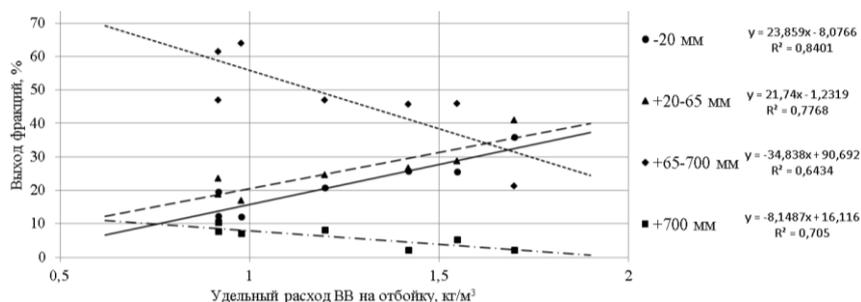


Рисунок 3 – Зависимости выхода фракций кварца от удельного расхода ВВ

Взрывание всех зарядов в веере производилось одновременно, т.е. фактически отбойка осуществлялась плоской системой зарядов [3], что в совокупности с рассредоточением позволило добиться отсутствия переизмельчения кварца в ближней зоне взрыва. В сравнении с применяемой технологией, выход некондиционной фракции при том же удельном расходе ВВ $0,9 \text{ кг/м}^3$ снижен на 25-40%. В основном переизмельчение определяется ударом отбитого слоя руды о стенки камеры и соударением кусков между собой при падении, а степень этого воздействия прямо пропорциональна удельному расходу ВВ на отбойку.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Соколов И.В., Смирнов А.А., Антипин Ю.Г., Барановский К.В., Рожков А.А. Ресурсосберегающая технология подземной разработки месторождения высокоценного кварца // ФТПРПИ. – 2015. – №6. – С. 133-145.
2. Соколов И.В., Антонов В.А., Барановский К.В. Исследование показателей извлечения кварцевого сырья при комбинированной системе разработки // Изв. вузов. Горный журнал. – №7 – 2016 – С. 3-10.
3. Соколов И.В., Смирнов А.А., Рожков А.А. Обоснование оптимальных параметров буровзрывных работ при отбойке кварца // ГИАБ. – 2016. – № 7. – С. 337-350.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВАРИАНТОВ ВСКРЫТИЯ ВЕСЕННЕ – АРАЛЧИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ С ПРИМЕНЕНИЕМ СИСТЕМЫ MINEFRAME

Шлохин Д. А.^{1,2}, Журавлев А.Г.¹

¹ФГБУН Институт горного дела УрО РАН

²Уральский государственный горный университет

На Весенне – Аралчинском месторождении производятся открытые горные работы по добыче медно-колчеданных руд. На данный момент карьер введен в эксплуатацию. Глубина конечного контура карьера составляет 220 метров. Необходимо провести исследование на большую глубину карьера.

Исследование вариантов вскрытия Весенне – Аралчинского месторождения производилась в программе MineFrame, было отстроено рудное тело и несколько вариантов разработки открытым способом при помощи трехмерного моделирования. Исследования включают в себя моделирование трехмерных контуров карьеров с разными допустимыми уклонами, углами откоса уступа и глубиной карьера. Вариант принятый за исходный для дальнейшего сравнения с ним других моделей карьеров приведен на рисунке 1.

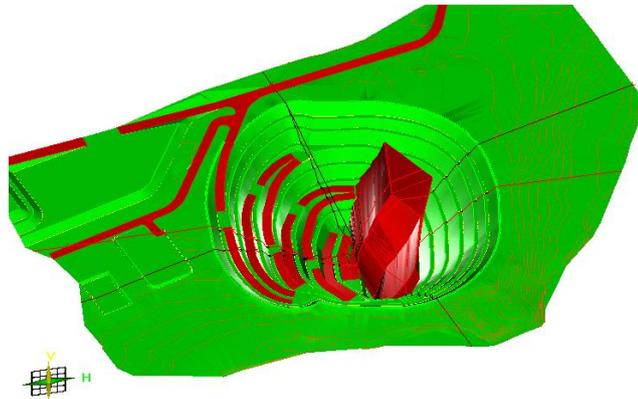


Рисунок 1 – Модель карьера, принятая за исходный вариант

Далее производится исследование данных по объему горной массы, полезного ископаемого, вскрыши, длины внутрикарьерных автодорог. Отстроив остальные карьеры для сравнительного анализа получаем центральный разрез на рисунке 2.

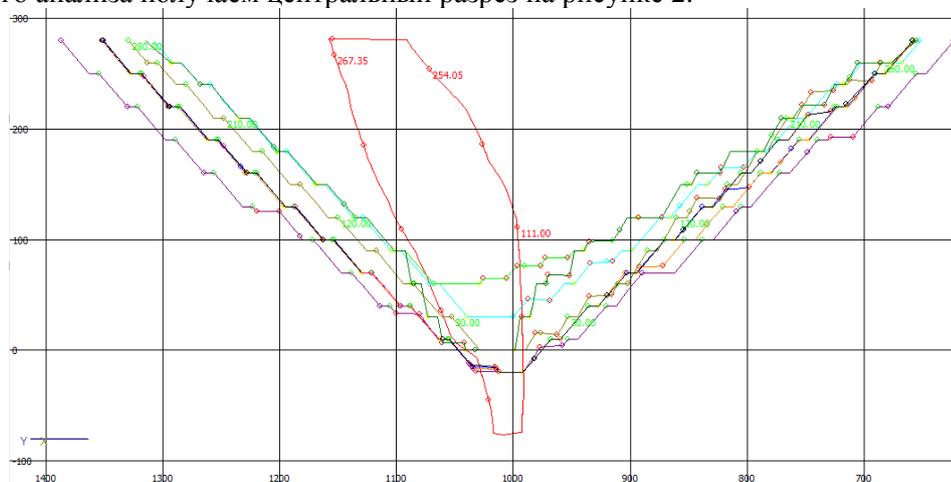


Рисунок 2 – Центральный разрез всех вариантов карьеров

Стоимость транспортирования рассчитана по формуле

$$C = \sum \gamma_{cp} \cdot (V_{руд}^{i-гор} \cdot L^i \cdot C_y + V_{руд}^{i-гор} \cdot L_{фаб} \cdot C_y^o + V_{вскр}^{i-гор} \cdot L^i \cdot C_y + V_{вскр}^{i-гор} \cdot L_{отв} \cdot C_y^o) \quad (1)$$

где: $V_{руд(вскр)}^{i-гор}$ - объем руды (вскрыши) i – го горизонта, м³;

γ_{cp} - средняя плотность пород, т/м³;

L^i - длина внутрикарьерной автодороги для $V_{руд(вскр)}^{i-гор}$, км;

$L_{фаб(отв)}$ - длина вне карьерной автодороги на обогатительную фабрику (отвал), км;

C_y - стоимость транспортирования, руб./((т·км.);

C_y^o - стоимость транспортирования на вне карьерных трассах, руб./((т·км.)

При уклонах 80-100 % принимаются автосамосвалы с колесной формулой 4х2, при 150-250 % с колесной формулой 6х6, а при уклонах свыше 250 % гусеничные автосамосвалы. Таким образом себестоимость транспортирования будет меняться ступенчато. На рисунке 2 из графика можно выявить, что себестоимость выемки руды меняется прямо пропорционально уклону съездов, происходит это вследствие применения более дорогой техники как в капитальных затратах, так и в обслуживании. Для разработки наилучшего варианта карьера нужно определить максимально возможный уклон без изменения транспорта на более дорогой с минимальной вскрышей и максимальным объемом руды в карьере.

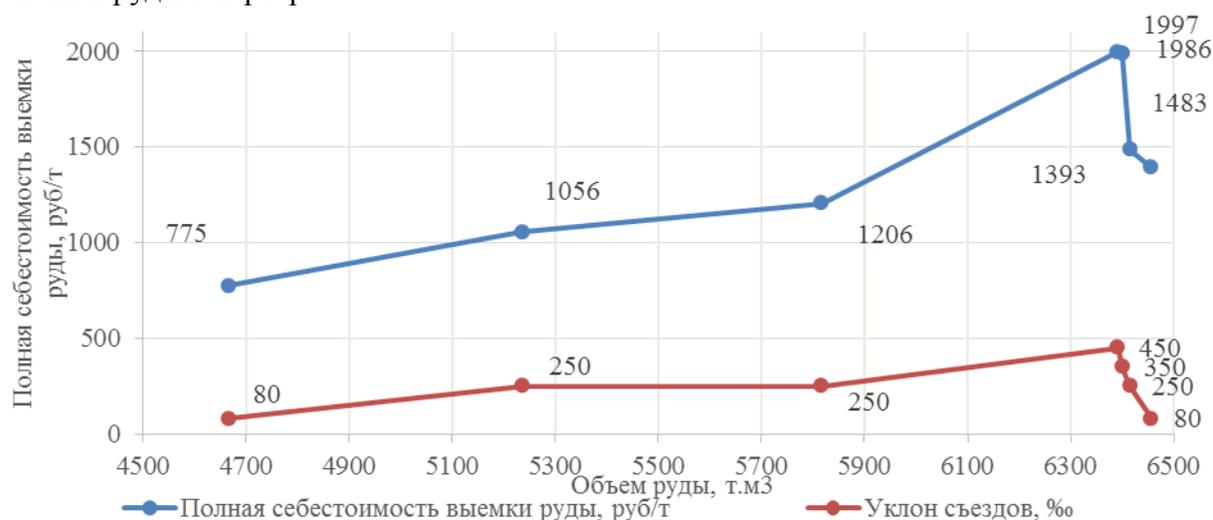


Рисунок 2 - Зависимость объема руды в карьере (т. м³) от уклона и полной себестоимости выемки руды

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Программное обеспечение Система MINEFRAME (С), 1997-2015. Горный институт КНЦ РАН. <http://www.mineframe.ru>

ИССЛЕДОВАНИЕ ОБЛАСТЕЙ ЭФФЕКТИВНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ БУЛЬДОЗЕРНОЙ ТЕХНИКИ И УСЛОВИЯХ СЕВЕРНОГО КАРЬЕРА АО «ЕВРАЗ КГОК»

Земцов В.В., Земцов В.В.

Научный руководитель Стенин Ю.В., к-т техн. наук, доцент
Уральский государственный горный университет

Северный – самый крупный карьер Качканарского ГОКа. По итогам 2016 года здесь было добыто 30 млн тонн руды.

Вскрытие карьера до горизонта +190м осуществляется двухпутными железнодорожными постоянными съездами. Нижележащие рабочие горизонты вскрываются временными автомобильными съездами (рис 1).

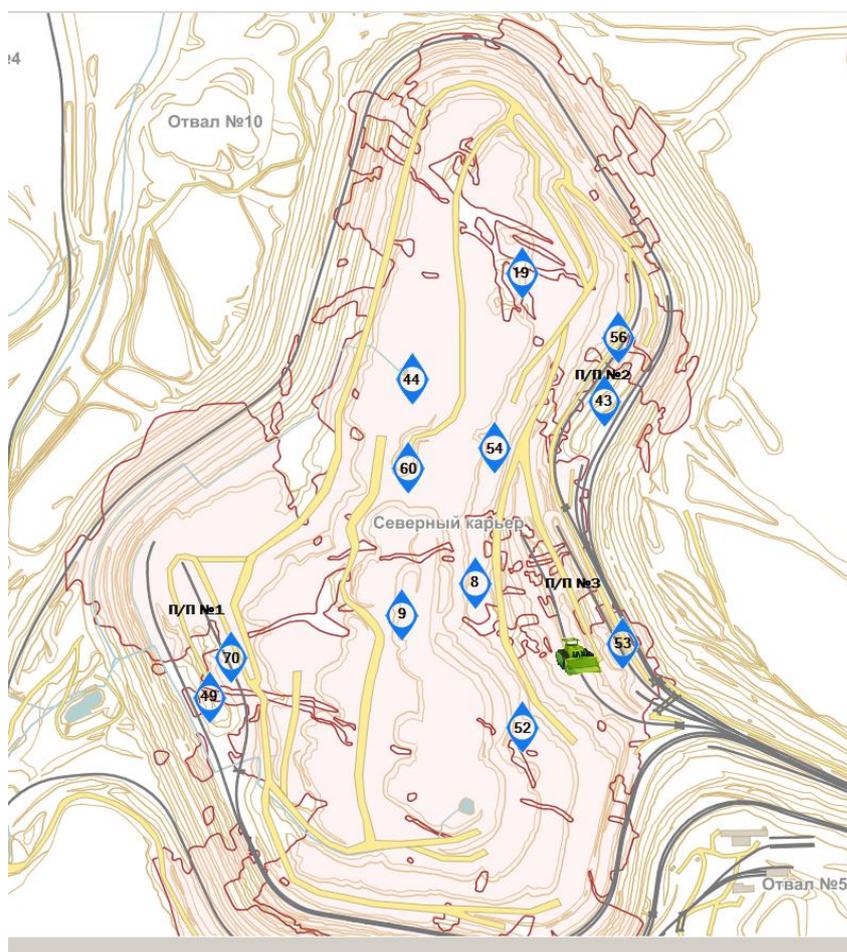


Рис 1 - Северный карьер КГОКа

С нижних горизонтов руда доставляется БелАЗами, на дробильную фабрику горная масса перевозится железнодорожным транспортом. В карьерах используются мощная горная техника: 130-тонные самосвалы, современные локомотивы НП-1, экскаваторы с объемом ковша 12 кубических метров, мощные бульдозеры тяжелые бульдозеры класса от 25 до 35 и выше, гусеничного и колёсного типа (табл. 1).

Таблица 1. Списочный парк бульдозеров Авто Тракторного Цеха «ЕВРАЗ КГОК»

Модель	Тип	Кол-во	Мощность	Длина	Ширина	Высота отвала	Макс. скорость передняя	Масса	Тип рыхлителя
Libherr PR 751	Гусеничный	2	295	5,46	4,08	1,45	9,5	45	Однозубый
Четра T20.01k		2	292	8	3.9	1,7	10,9	36	
Четра T2501		4	380	9,1	4,5	1,89	12	47,7	
Четра T35.01к		7	520	10.17	4,7	2.1	11.9	61.7	
Четра T35.02к		1	490	10.4	4.57	2,4	13	61,4	
Caterpillar K844	колесный	2	762	11.12	5.4	1.3	24,9	74	-

В карьере работают 6 экскаваторных забоев и три спаренных перегрузочных пунктов. Они являются основными рабочими местами для бульдозеров и разбросаны по карьере в 1,5 – 2,5 км друг от друга. Здесь производятся следующие работы: зачистка подъезда к ЭКГ от просыпей горной массы, подготовка взорванного блока к экскавации (поджатие взорванной горной массы), выравнивание отметок горизонта до проектных, формирование предохранительного вала на перегрузочном пункте.

Кроме того, бульдозеры используются для следующих работ: планировка маршрута заезда ремонтной техники в забой экскаватора, планировка подъездов к негабаритным кускам горной массы, планировка трасс под ВЛ, планировка постаментов для опор ВЛ, восстановление предохранительного вала по горизонтам карьера, планировка автодорог с предохранительным валом, зачистка автодорог карьера от просыпей горной массы, очистка дорог карьера от снега, очистка железнодорожных переездов в карьере, планировка буровой площадки, планировка маршрута перегона экскаватора, планировка площадок для проведения ППР, перемещение вспомогательного навесного оборудования экскаватора (лопата), протяжка подъемного троса экскаватора.

Учитывая условия работы бульдозеров в карьере, виды выполняемых работ преимущества и недостатки применяемых типов бульдозеров, считаем целесообразным: гусеничные бульдозеры использовать для подготовки взорванного блока к экскавации (поджатие взорванной горной массы), выравнивания отметок горизонта до проектных, планировки трасс под ВЛ, планировки автодорог и формирования предохранительного вала, планировки площадок для проведения ППР, планировки буровой площадки;. колесные бульдозеры использовать для: зачистки подъезда к забойным экскаваторам от просыпей горной массы, формирования предохранительного вала на перегрузочном пункте, планировка маршрута заезда ремонтной техники в забой экскаватора, планировка подъездов к негабаритным кускам горной массы, планировка постаментов для опор ВЛ, восстановление предохранительного вала по горизонтам карьера, зачистка автодорог карьера от просыпей горной массы, очистка дорог карьера от снега, очистка железнодорожных переездов в карьере, планировка маршрута перегона экскаватора, перемещения вспомогательного навесного оборудования экскаватора (лопата), протяжки подъемного троса экскаватора.

Использование данных рекомендаций позволит повысить организацию работ бульдозерной техники в карьере, улучшить использование рабочего времени, снизить себестоимость бульдозерных работ и повысить эффективность работы карьера в целом.

ПОСТАНОВКА БОРТОВ КАРЬЕРОВ ОАО «УРАЛАСБЕСТ» В ПРЕДЕЛЬНОЕ ПОЛОЖЕНИЕ

Зотов И. Г., Мартынов Н. В., Фризен В. Г.
Уральский государственный горный университет

В сложившихся условиях работы ОАО «Ураласбест» требуется принять решительные шаги по определению оптимальных углов откосов и обеспечению их устойчивости для дальнейшей отработки месторождения.

Исследованиями НИИ «Проктасбест» на карьерах ОАО «Ураласбест» установлено, что величина устойчивого угла откоса борта значительно выше принятого, это свидетельствует о наличии большого потенциала повышения эффективности горных работ при реализации возможности заоткоски уступов под более крутыми устойчивыми углами и сокращении ширины берм.

Целью работы является усовершенствование технологии постановки в предельное положение 30-метровых сдвоенных уступов методом предварительного щелеобразования.

В условиях карьеров ОАО «Ураласбест» принята схема постановки двух смежных 15-метровых уступов методом предварительного щелеобразования с оставлением между ними горизонтальной площадки. Постановку скальных уступов высотой 30 м в предельное положение согласно проектам «Уралгипрошахт» и «НИИ Проктасбест» предлагалось осуществлять методом предварительного щелеобразования на всю высоту со сдвиганием 15-метровых рабочих уступов смежных горизонтов.

Основным недостатком данной технологии является потеря экранирующих свойств в нижней, удерживающей части сдвоенного уступа в связи с тем, что щель заполняется материалом, перемещенным из зоны дробления, образованной при отбойке верхнего рабочего уступа, а ко времени взрывания приконтурного целика нижнего уступа её дополнительно заполняют грунтовые, технологические и паводковые воды.

Для решения этой проблемы в данной работе предлагается технологическая схема производства БВР при постановке сдвоенного уступа высотой 30 м. Заоткоску уступа необходимо делать небольшими участками 40–50 м по длине фронта уступа. Предполагаемые к сдвиганию смежные уступы высотой 15 м, имеющие между собой площадку, делятся изначально на верхний и нижний подступы, оба подступа должны быть предварительно зачищены для того, чтобы взрывание производилось на свободную поверхность.

На первом этапе производится подготовка верхней площадки нижнего подступа под обустройство с одновременной зачисткой откоса верхнего подступа.

На втором этапе производится комплекс БВР по взрыванию нижнего подступа, с тем условием, что предохранительной бермы после взрыва не останется, то есть площадка, существовавшая между смежными уступами, будет уничтожена.

На третьем этапе производятся отгрузочные работы и зачистка нижней части сдвоенного 30-метрового уступа, предполагаемого к заоткоске.

На четвертым этапе производится бурение контурных скважин отрезной щели диаметром 110 мм на всю высоту сдвоенного уступа станками пневмоударного бурения с соблюдением следующих условий:

- контурный ряд скважин на флангах взрываемого блока должен быть длиннее последнего ряда скважин рыхления минимум на 12–15 м;
- отрезная экранирующая щель формируется путём мгновенного взрывания контурных скважин, пробуренных по линии проектного контура под углом 75°;
- диаметр заряда контурной скважины должен быть в 2–4 раза меньше диаметра скважины;
- масса ВВ на 1 п.м. контурного заряда принимается от 1,0 до 1,4 кг/п.м скважины в зависимости от физико-механических свойств пород.

– зарядание контурных скважин необходимо производить гирляндными зарядами ЗКВ-Б в виде связки единичных зарядов с промежутками между ними с применением технологии, предложенной специалистами АО «НЦ ВостНИИ», используя корпус заряда. Суть способа состоит в размещении заряда ВВ в оконтуривающей скважине исключительно по её центру таким образом заряд ВВ не контактирует с законтурным массивом и предохраняет законтурные породы от растрескивания благодаря чему породы не теряют своих прочностных характеристик.

При взрывании контурных скважин без применения корпуса заряда, когда производится опускание заряда-гирлянды ЗКВ-Б в скважину, шашки находятся непосредственно на охраняемом массиве законтурного пространства. Взрывание такого заряда, не обеспечивает необходимого качества заоткоски после произведенной отбойки, из-за возрастания степени нарушенности законтурного массива. Контурные скважины заряжаются через одну в зависимости от мощности применяемого ВВ и, как показала практика применения данных зарядов, таким способом после взрыва остаются стаканы от пробуренных скважин, что является показателем качества заоткоски.

На пятом этапе после производства взрыва контурного ряда отрезной щели выполняются работы по обурированию приконтурного технологического блока. Бурение выполняется наклонными скважинами на глубину, необходимую для постановки сдвоенного уступа высотой 30 м диаметром 250 мм. При выполнении БВР в приконтурной зоне необходимо соблюдать следующие условия:

- ширина приконтурного целика должна составлять от 20–25 м;
- примыкание взрывных блоков в приконтурной зоне выполняется под углом 45°;
- для снижения влияния действия взрыва на законтурный массив, особенно в нижней части высоких уступов, необходимо устранить значительное опережение во времени формирования контурной щели от отбойки приконтурного целика. Скважины для отбойки приконтурной зоны необходимо взрывать не позднее 10–15 дней после взрывания скважин отрезной щели;

- в районе предполагаемого размещения верхней бровки нижележащего уступа в предельном положении следует уменьшить переbur скважин. Это позволит снизить объём разрушения породы в верхней части этого уступа и тем самым повысить его устойчивость и уменьшить объём осыпки при длительном стоянии;

- зарядание скважин приконтурного целика осуществляется по типовому проекту производства БВР на карьерах ОАО «Ураласбест» порэмитом 1А рассредоточенными зарядами с применением заглушки ЛБ-250, что улучшит качество дробления и проработки всех зон массива.

На шестом этапе производится отгрузка взорванной горной массы и зачистка откоса уступа до проектного контура. Для обеспечения безопасного ведения горных работ используются технологические схемы с послышной отгрузкой развала горной массы. Отгрузку целесообразно производить 3 слоями.

Выводы

Предлагаемая технология позволит не только сохранить экранирующие свойства щели, но и увеличить результирующий угол 30-метрового уступа.

Согласно проведенным расчетам, при постановке бортов карьера в предельное положение 30-метровыми уступами, как предлагается в данной работе, угол откоса борта карьера увеличится на 6–8°. Объёмы руды в этих же контурах карьера увеличатся на 18–22 %.